

ESTUDO DE UM CIRCUITO DE MOAGEM: LINHA #1 DA LAVARIA DE COBRE



JOSÉ MIGUEL DE PINHO FERREIRA

Dissertação submetida para satisfação dos requisitos do grau de

MESTRE EM ENGENHARIA DE MINAS E GEOAMBIENTE

Orientador: Professora Doutora Aurora Magalhães Futuro da Silva

Coorientador: Professor Doutor Mário Rui Machado Leite

Coorientador: Engenheiro Alexandre Miguel Pascoal Felício

DEZEMBRO DE 2015

AGRADECIMENTOS

Esta dissertação não teria sido possível sem a contribuição de muitos colegas, amigos e familiares, aos quais quero agradecer.

À Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto, à Professora Doutora Aurora Futuro e ao Professor Doutor Mário Machado Leite por me terem dado a oportunidade de desenvolver este trabalho em ambiente empresarial, e por me ajudarem na resolução de muitos problemas não só durante este período mas durante todo o período em que fui aluno do Departamento de Engenharia de Minas.

À Sociedade Mineira de Neves-Corvo, ao Departamento de Produção e ao Departamento Metalúrgico por me acolherem, por disponibilizarem os recursos e os conhecimentos necessários para desenvolver esta dissertação.

Aos Engenheiros Alexandre Felício, Jorge Curral e *Mark Fordham* pelos conhecimentos transmitidos, orientação e recursos disponibilizados.

Aos Engenheiros *Elin Tranvik*, *Greg Williams*, *Joshua Taylor*, Mara Dias e *Robin Majer* pela orientação sempre que necessária.

Aos Engenheiros Moacir Lamares, Tiago Fernandes e Tomás Melo pelo companheirismo, boa disposição e ajuda sempre pronta.

Aos colegas Carla Albino, Élia Alves, José Simão e Margarida Palma pela disponibilidade, orientação e partilha de conhecimentos.

Aos Engenheiros Hugo Brás, João Carvalho, João Gabriel e João Rodrigues por toda a ajuda, amizade, motivação e força.

A toda a minha família e amigos pelo apoio, e motivação, prestados de forma a poder chegar aqui, e em especial, aos meus Pais, por toda a motivação e por serem a base de toda minha formação como pessoa.

RESUMO

Esta dissertação consistiu na caracterização de um dos circuitos da Lavaria do Cobre da SOMINCOR através da análise granulométrica e química, assente em amostragens a todos os fluxos do circuito. Estes resultados foram introduzidos num *software* especializado na modelação de circuitos de moagem (*JKSimMet*) de forma a ser possível a sua simulação com o objetivo de se otimizar o circuito em trabalhos futuros.

Da análise granulométrica evidenciou-se a presença de muitos ultrafinos (partículas com menos de 10 μm), cerca de 38 %, na alimentação à flutuação e através das simulações concluiu-se que um aumento até 10% da tonelagem da alimentação, reduziria os ultrafinos até aos 34 % no produto da moagem sem se comprometer a granulometria pretendida. Esta alteração é possível, dada a capacidade instalada, e será testada futuramente.

Palavras-Chave: Amostragens, Granulometria, Cobre, Lavaria do Cobre, *JKSimMet*, Neves-Corvo, Simulação, Tonelagem, Ultrafinos.

ABSTRACT

This paper is about the characterization of one of SOMINCOR's grinding circuits, in the Copper plant. Particle size and chemical analysis were done after sampling all of the circuit flows in order to characterize it. The results from these analyses were implemented in a specialized software, that models grinding circuits (JKSimMet), in order to be able to simulate with the main objective of optimizing the circuit in future works.

From the size analysis it was noticed an high presence of ultrafines in the feed to the flotation circuit, and with JKSimMet it was possible to conclude that a 10% increase in the tonnage should be decreasing the ultrafines from 38 to 34 %. This modification is feasible due to the capacity installed and it will not compromise the required size range.

Keywords: Copper, Copper Plant, JKSimMet, Neves-Corvo, Particule size, Sampling, Simulation, Tonnage, Ultrafines.

ÍNDICE

ESTUDO DE UM CIRCUITO DE MOAGEM: LINHA #1 DA LAVARIA DE COBRE.....	1
Agradecimentos.....	3
Resumo	5
Abstract	7
Índice	9
Lista de Tabelas	13
Lista de Figuras	15
Lista de Abreviaturas.....	19
1.Introdução.....	23
1.1 Enquadramento e apresentação do projeto.....	23
1.2 Apresentação da empresa	23
1.3 Organização da tese	24
2.Contextualização e estado de arte.....	25
2.1 Introdução à Moagem	25
2.2 Introdução à Classificação	32
3.Enquadramento Geológico.....	35
4.Descrição das Lavarias	37
4.1 Lavaria do Cobre.....	37
4.1.1 Linha Principal da Lavaria do Cobre (Linha #1).....	39
4.1.2 Linha Secundária da Lavaria do Cobre.....	42
4.1.3 Circuito RC (Rejeitados de Cobre).....	43
4.2 Lavaria do Zinco	45
5.Metodologia de Amostragem	47
5.1 Procedimento	47
5.2 Equipamentos	47
5.3 Planeamento	48
5.3.1 Linha #1 – Lavaria do Cobre.....	48
5.4 Avaliação de Riscos	53
6.Análise Granulométrica	55

6.1 Apresentação dos resultados.....	55
6.1.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre (09042015)	55
6.1.2 Segunda Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre (13052015)	60
6.2 Conclusões das análises granulométricas.....	66
7. Análise Química	67
7.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre	67
7.2 Conclusões.....	69
8. Modelação	71
8.1 <i>JKSimMet</i>	71
8.2 Balanço de massas	71
8.2.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre.....	72
8.2.2 Segunda Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre.....	76
8.2.3 Cargas circulantes.....	78
8.2.4 Curvas de partição	80
8.2.5 Conclusões.....	82
8.3 Construção de um modelo	83
8.3.1 Descrição de modelo para os ciclones: <i>Nageswararao</i>	83
8.3.2 Descrição de modelo para o moinho de barras: <i>Lynch/Kavetsky</i>	85
8.3.3 Descrição de modelo para os ciclones moinhos de bolas: <i>Perfect Mixing Ball Mill</i> ...	87
8.3.4 Ajuste dos modelos	88
8.4 Simulações.....	89
8.4.1 Tonelagens na Alimentação.....	90
8.4.2 Adições de água à cabeça dos ciclones	92
8.5 Conclusões.....	94
9. Conclusões.....	95
9.1 Conclusões Gerais dos Objetivos do Trabalho.....	95
9.2 Outras Conclusões.....	96
9.3 Limitações	96
9.4 Trabalhos futuros	97
10. Referências bibliográficas	99
11. Anexos.....	101

I.Resultados da Análise Granulométrica	101
Primeira Amostragem à Linha #1 – Lavaria do Cobre (com <i>Ciclosizer</i>)	101
Primeira Amostragem à Linha #1 – Fração inferior a 63 μm (com recurso a <i>Ciclosizer</i>) .	102
Primeira Amostragem à Linha #1 – Fração inferior a 63 μm (com recurso a <i>Malvern</i>)	102
Segunda Amostragem à Linha #1 – Lavaria do Cobre (com <i>Malvern</i>)	103
II.Resultados da Análise Química	104
Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre	104
III.Resultados a partir do <i>JKSimMet</i>	105
Balanço de Massas – Primeira Amostragem	105
Balanço de Massas – Segunda Amostragem	106
Ajuste de um modelo.....	107
Simulações – Várias toneladas na Alimentação ao Moinho de Barras (Cumulantes % Passados do Overflow dos Ciclones Secundários)	108
Simulações – Várias adições de água antes dos Ciclones – Cumulantes % Passados no Overflow dos Ciclones Secundários.....	109
IV.Resultados do Balanço de Massas – Método de <i>Lagrange</i>	110
Correções às cumulantes experimentais da primeira amostragem (calibre a calibre)	110
Reconciliação de dados da primeira amostragem	111
Correções às cumulantes experimentais da segunda amostragem (calibre a calibre)	112
Reconciliação de dados da segunda amostragem	113
V.Avaliação de Riscos.....	114

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Discriminação do impacto típico dos custos dos vários sectores na produção de Cobre (McIvor apud Craigen & Wittur).....	25
Tabela 2 – Discriminação dos custos da moagem (McIvor, 2015).....	25
Tabela 3 – Alguns exemplos de hidroclassificadores	33
Tabela 4 – Descrição dos equipamentos da Linha 1 de Moagem da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)	40
Tabela 5 – Descrição dos pontos de amostragem da Linha 1 da Lavaria do Cobre.....	48
Tabela 6 – Informação recolhida no sistema informático da sala de controlo da Lavaria do Cobre durante os períodos de amostragem	64
Tabela 7 – Resultados da %Sp e d80 para cada fluxo em ambas as amostragens	65
Tabela 8 – Relações de redução registadas em ambas as amostragens.....	65
Tabela 9 – Teores de Cobre por calibres em 5 dos fluxos amostrados (*calculado por diferença)	67
Tabela 10 – Correspondência entre legenda do diagrama simplificado e o diagrama inicial.....	73
Tabela 11 – Comparação entre as cumulantes experimentais da primeira amostragem e as cumulantes reconciliadas via Lagrange	74
Tabela 12 – Comparação entre fluxos da primeira amostragem de acordo com ambas as reconciliações.....	75
Tabela 13 – Tabela 14 – Comparação entre as cumulantes experimentais da segunda amostragem e as cumulantes reconciliadas via Lagrange	77
Tabela 15 – Comparação entre fluxos da segunda amostragem de acordo com ambas as reconciliações.....	77
Tabela 16 – Estimativa para a carga circulante na primeira amostragem.....	79
Tabela 17 – Estimativa para a carga circulante na segunda amostragem.....	79
Tabela 18 – Calibres de corte para os conjuntos de ciclones em ambas as amostragens.....	81
Tabela 19 – Relações de Imperfeição	81
Tabela 20 – Resumo dos resultados e condições necessárias.....	90
Tabela 21 – Evolução das cargas circulantes após reconciliação de dados desde as amostragens até às simulações.....	91
Tabela 22 – Evolução das Razões de Imperfeição desde as amostragens às simulações	92
Tabela 23 – Tabela resumo com resultados das simulações com diferentes adições de água nas alimentações aos ciclones	94

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Representação em corte das 7 massas minerais conhecidas da mina de Neves-Corvo (SOMINCOR)	24
Figura 2 – Tipos de movimentos do material dentro do moinho em função da sua velocidade crítica (adaptado de Mill Speed – Critical Speed, 2015)	26
Figura 3 – Representação de um moinho de barras (retirado de Mill with rods, 2015)	27
Figura 4 – Esquema de um moinho de barras com descarga periférica (adaptado de Rod Mill, 2015)	28
Figura 5 – Esquema de um moinho de descarga periférica central (adaptado de Rod Mill, 2015)	28
Figura 6 – Esquema de um moinho de descarga por transbordo (adaptado de Rod Mill, 2015)	28
Figura 7 – Representação de um moinho de bolas com descarga por grelha (retirado de How a Grate Discharge Ball Mill Works, 2015)	29
Figura 8 – Moinho semi-autógeno (retirado de Mineral Processing Solutions, 2015)	30
Figura 9 – Moinho Isamill com o corpo puxado para trás (retirado de Wikipedia: "Photograph of IsaMills with shell pulled back", 2015)	31
Figura 10 – Diversos tamanhos de cargas moentes para moinhos Isamill (SOMINCOR, 2015)	31
Figura 11 – Representação do funcionamento de um hidrociclone (adaptado de Xinhai Mineral Processing: Hydrocyclone, 2015)	34
Figura 12 – Representação em planta das massas em exploração (SOMINCOR)	35
Figura 13 – Diagrama da Lavaria do Cobre (SOMINCOR, 2015)	38
Figura 14 – Fluxograma do Circuito de Britagem de Cobre (SOMINCOR)	39
Figura 15 – Fluxograma da Moagem da Linha 1 da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)	40
Figura 16 – Fluxograma da Moagem da Linha 2 da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)	42
Figura 17 – Instalação do moinho IsaMill do Circuito RC da Lavaria do Cobre (SOMINCOR, 2009)	44
Figura 18 – Fluxograma da Lavaria do Zinco (SOMINCOR, 2015)	46
Figura 19 – Circuito da Linha #1 da Lavaria de Cobre	49
Figura 20 – Ponto de Amostragem 1: Alimentação ao Moinho de Barras (SOMINCOR, 2015)	50
Figura 21 – Ponto de Amostragem 2: Descarga do Moinho de Barras (SOMINCOR, 2015)	50
Figura 22 – Ponto de Amostragem 3 - Descarga do Moinho Primário (SOMINCOR, 2015)	51
Figura 23 – Pontos de Amostragem 5 & 6: Alimentação & Underflow dos Ciclones Primários (SOMINCOR, 2015)	51
Figura 24 – Ponto de Amostragem 6: Overflow dos Ciclones Primários (SOMINCOR, 2015) ..	52
Figura 25 – Ponto de Amostragem 7: Descarga do Moinho Secundário (SOMINCOR, 2015) ..	52
Figura 26 – Pontos de Amostragem 8 & 9: Alimentação e Underflow dos Ciclones Secundários (SOMINCOR, 2015)	53

Figura 27 – Ponto de Amostragem 10: Overflow dos Ciclones Secundários (SOMINCOR, 2015)	53
Figura 28 – Curvas granulométricas do Moinho de Barras (09042015)	55
Figura 29 – Curvas granulométricas do estágio do Moinho de Bolas Primário (09042015)	55
Figura 30 – Curvas granulométricas do estágio do Moinho de Bolas Secundário (09042015)	56
Figura 31 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 1 (09042015)	56
Figura 32 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 2 (09042015)	57
Figura 33 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 3 (09042015)	57
Figura 34 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 4 (09042015)	57
Figura 35 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 5 (09042015)	58
Figura 36 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 6 (09042015)	58
Figura 37 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 7 (09042015)	58
Figura 38 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 8 (09042015)	59
Figura 39 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 9 (09042015)	59
Figura 40 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 10 (09042015)	59
Figura 41 – Comparação dos resultados da Alimentação ao Moinho de Barras	60
Figura 42 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho de Barras	61
Figura 43 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho Primário	61
Figura 44 – Comparação dos resultados da Alimentação aos Ciclones Primários	61
Figura 45 – Comparação dos resultados do Underflow dos Ciclones Primários	62
Figura 46 – Comparação dos resultados do Overflow dos Ciclones Primários	62
Figura 47 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho Secundário	62
Figura 48 – Comparação dos resultados da Alimentação aos Ciclones Secundários	63
Figura 49 – Comparação dos resultados do Underflow dos Ciclones Secundários	63
Figura 50 – Comparação dos resultados do Overflow dos Ciclones Secundários	63
Figura 51 – Distribuição de Cobre metal por calibres na Descarga do Moinho de Barras	68
Figura 52 – Distribuição de Cobre metal por calibres na descarga do circuito de moagem primário	68
Figura 53 – Distribuição de Cobre metal por calibres na descarga do circuito de moagem secundário	68
Figura 54 – Evolução do Cobre metal até à flutuação	69
Figura 55 – Diagrama com resultados do balanço de massas (Bal) e experimentais (Exp) da primeira amostragem (adições de água medidas a azul e desconhecidas a vermelho)	72
Figura 56 – Diagrama simplificado do circuito	73
Figura 57 – Diagrama com resultados do balanço de massas (Bal) e experimentais (Exp) da segunda amostragem (a azul as adições de água conhecidas)	76
Figura 58 – Conceção teórica para estimativa de carga circulantes no circuito	79
Figura 59 – Curvas de Partição corrigidas para os Ciclones Primários	80
Figura 60 – Curvas de Partição corrigidas para os Ciclones Secundários	80

Figura 61 – Representação da Função Formação no modelo para um moinho de barras (JKTech, 2012)	86
Figura 62 – Resultados do ajuste de modelos (Fit) e experimentais (Exp)	88
Figura 63 – Representação do Underflow de um Ciclone em situação normal, roping e spraying (retirado de Hydrocyclone Efficiency Curves, 2015)	89
Figura 64 – Curvas granulométricas resultantes de diferentes simulações na tonelagem da alimentação	90
Figura 65 – Curvas de Partição dos Ciclones Primários	92
Figura 66 – Curvas de Partição dos Ciclones Secundários.....	92
Figura 67 – Resultados das várias simulações de adição de água na SUMP 1	93
Figura 68 – Resultados das várias simulações de adição de água na SUMP 2	93
Figura 69 – Resultados das várias simulações de adição de água em ambas as SUMPs.....	93

LISTA DE ABREVIATURAS

A – Função Formação (*appearance*)

BS – Bissulfito (depressor)

C – Função Classificação (*classification*)

C_i – Função Classificação

C₁ – Produto do *Ciclosizer* compreendido entre 63 e 30 μm

C₂+C₃ – Produto do *Ciclosizer* compreendido entre 30 e 16 μm

C₄+C₅ – Produto do *Ciclosizer* compreendido entre 16 e 8 μm

–C₅ – Descarga do *Ciclosizer* (abaixo de 8 μm)

D – Matriz diagonal da descarga do moinho

D_c – Diâmetro do ciclone (m)

D_i – Diâmetro do *inlet* (m)

D_o – Diâmetro do *vortex* (m)

D_u – Diâmetro do *spigot* (m)

D* – Função normalizada da descarga do moinho

DPR – Desbaste do Produto Remoído

d₂₅ – Calibre que representa 25% do material passante

d₅₀ – Calibre que representa 50% do material passante

d_{50c} – Calibre de uma partícula que tem igual probabilidade de ir tanto para o *underflow* como para o *overflow*

d₇₅ – Calibre que representa 75% do material passante

d₈₀ – Calibre que representa 80% do material passante

EPC – Equipamento de Proteção Coletiva

EPI – Equipamento de Proteção Individual

f – Vetor da distribuição por calibres da alimentação

FPI – Faixa Piritosa Ibérica

g – aceleração da gravidade (m/s^2)

I63 – Compósito de todos os calibres inferiores a 63 μm

KAX – Amil Xantato de Potássio (coletor)

K_Q – Constante na relação recuperação

K_v – Constante na relação recuperação

K_w – Constante na relação recuperação água

L_c – Comprimento de uma secção cilíndrica (m)

L/D – Razão entre comprimento e diâmetro

MC – Minério de cobre

MCZ – Minério de zinco com alto teor em cobre

MCZP – Minério de zinco com alto teor em cobre e chumbo

MF – Minério de cobre do tipo *stockwork*

MH – Minério de cobre com altos teores em penalizantes

MIBC – Metil Isobutil Carbinol (espumante)

MZ – Minério de zinco

MZP – Minério de zinco com alto teor em chumbo

O/F – *Overflow*

p – Vetor da distribuição por calibres do produto

P – Pressão da alimentação no *inlet* (kPa)

Q – Fluxo do ciclone (m^3/h)

RC – Circuito dos Rejeitados da linha principal da Lavaria do Cobre

R_f – Recuperação de água no *underflow* (%)

RI – Razão de imperfeição

R_v – Recuperação volumétrica para o *underflow* da polpa que alimentação o ciclone (%)

RZ – Circuito dos Rejeitados da linha principal da Lavaria do Zinco

R/A – Razão entre caudal de retorno e alimentação (usualmente considerada como carga circulante)

s – vetor da distribuição por calibres no moinho

S – Função Destruição (*selection*)

SOMINCOR – Sociedade Mineira de Neves-Corvo, S.A.

SUMP – tanque recebedor de fluxos

S63 – Compósito de todos os calibres acima de 63 μm

U/F – *Underflow*

v – Número de estágios de fragmentação do moinho de barras

V – Volume do fluxo da alimentação

% Sp – Percentagem de sólidos em peso

$\lambda - 10^{1.82C_v} / (8.05 * (1.0 - C_v)^2)$

ρ_p – Densidade da polpa que alimenta o ciclone (ton/m³)

θ – Ângulo do cone (°)

1.INTRODUÇÃO

1.1 Enquadramento e apresentação do projeto

Este projeto consistiu na caracterização de um circuito de moagem da Lavaria de Cobre, implementado na SOMINCOR – Sociedade Mineira de Neves-Corvo, SA. Através da análise de amostragens globais do mesmo, implementando-se posteriormente os resultados num *software* especializado (*JKSimMet v6.0.1*) para modelação de circuitos de moagem com vista à sua otimização.

Este trabalho foi elaborado em conjunto com os técnicos do Departamento Metalúrgico, e com auxílio do Departamento de Produção, os quais acompanharam todo o processo de preparação e realização das amostragens, tal como as fases de preparação de amostras que se seguiram.

1.2 Apresentação da empresa

A mina de Neves-Corvo situa-se a cerca de 20 Km a sul de Castro Verde, distrito de Beja. Iniciou a sua exploração de cobre em 1988, e de estanho em 1990.

A descoberta da massa mineral remonta a 1977, após uma extensa campanha de pesquisa e prospeção iniciada pelo Serviço de Fomento Mineiro e depois continuada por um consórcio formado pela Sociedade Mineira e Metalúrgica de Santiago, *SMM Peñarroya*, e pela *BRGM (Bureau de Recherches Géologiques et Minières)*. São então descobertas quatro massas minerais, tendo sido designadas com o nome das povoações mais próximas: Neves, Corvo, Graça e Zambujal.

Em 1981, já sob nome de SOMINCOR (Sociedade Mineira de Neves-Corvo, formada um ano antes), iniciaram-se as primeiras construções de infraestruturas mineiras como a Rampa do Castro e o Poço de Santa Bárbara. Quatro anos mais tarde, o Grupo Rio-Tinto compra 49% da SOMINCOR, ficando os restantes 51% a pertencer à companhia do estado português EDM (Empresa de Desenvolvimento Mineiro).

Já em 1988, é iniciada a produção da mina e no seguimento dos trabalhos de avaliação e reconhecimento, é descoberta a quinta massa mineral, designada de Lombador. Mais recentemente, foram descobertas outras duas massas, batizadas de Semblana e Monte Branco. A Figura 1 mostra uma representação das 7 massas minerais.

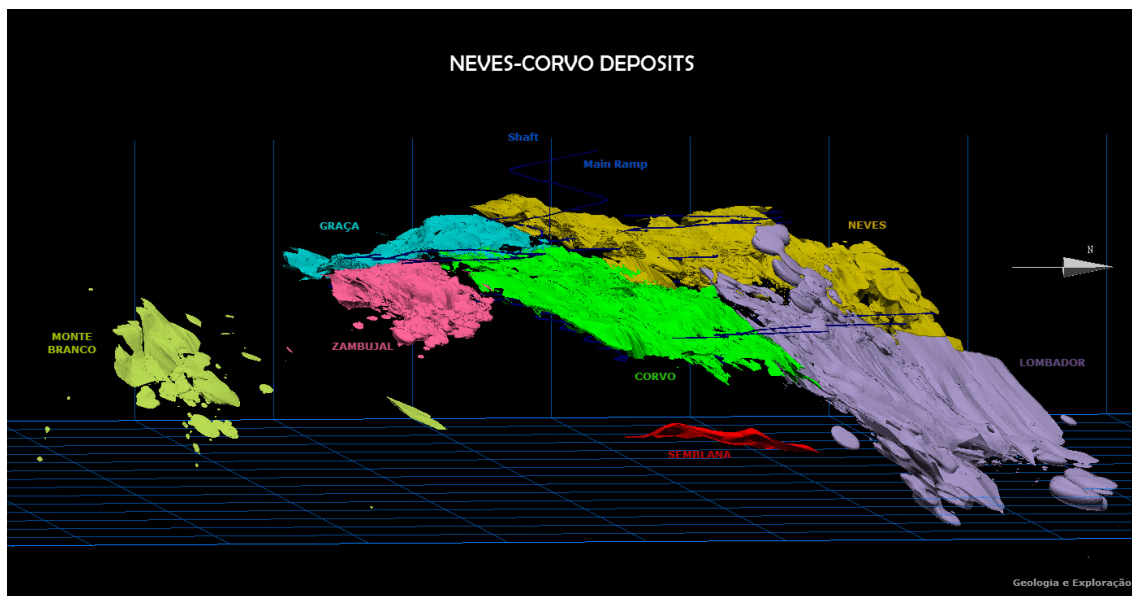


Figura 1 – Representação em corte das 7 massas minerais conhecidas da mina de Neves-Corvo (SOMINCOR)

Atualmente, a mina continua a cargo da SOMINCOR, empresa que foi entretanto anexada pelo grupo *Lundin Mining*, empresa multinacional com sede no Canadá, que detém ainda mais 5 minas espalhadas pelo mundo (*Candelaria*, Chile; *Eagle*, Estados Unidos da América; *Zinkgruvan*, Suécia; *Aguablanca*, Espanha; *Tenke Fungurume*, República Democrática do Congo).

Quanto à esperança de vida para a Mina de Neves-Corvo, esta está estimada até 2029, não por esgotamento de minério, mas sim devido à atual solução de deposição de estéreis na barragem de rejeitados, que provavelmente deverá esgotar a sua capacidade nesse ano. No entanto, as futuras situações macroeconómicas (por exemplo, cotação de cobre e zinco) ou o desenvolvimento de novas tecnologias poderão justificar o investimento na expansão da capacidade de deposição de rejeitados, e assim aumentar a vida da mina.

1.3 Organização da tese

Esta dissertação conta a nível introdutório com uma contextualização sobre moagem e classificação de minérios, com um enquadramento geológico da mina de Neves-Corvo e uma breve descrição das suas Lavarias. Ao que se segue a descrição da metodologia usada, apresentação e análise de resultados químicos, assim como a exploração dos resultados granulométricos, e suas conclusões.

Por fim, os resultados provenientes da análise granulométrica foram implementados no *software* mencionado atrás, com o objetivo de se simularem cenários hipotéticos de forma a concluírem-se possíveis formas de otimização do circuito de moagem em trabalhos futuros.

2.CONTEXTUALIZAÇÃO E ESTADO DE ARTE

2.1 Introdução à Moagem

A moagem é uma operação que pode ter diversos objetivos, desde a agricultura ao beneficiamento de minérios. Em circuitos de minérios, o seu objetivo é libertar o minério do material indesejado através da redução da granulometria até ao calibre desejado, de forma a possibilitar a concentração em teores apreciáveis da substância rica com uma recuperação suficiente para que todo o processo de extração e tratamento do minério seja viável do ponto de vista económico. Sendo a moagem, a operação com maior peso na totalidade dos custos de tratamento por tonelada de um qualquer minério (Leite, 1987) e segundo *Mclvor* (2015) representa uma fatia de 25 a 35% do total de custos operacionais da concentração.

Tabela 1 – Discriminação do impacto típico dos custos dos vários sectores na produção de Cobre (Mclvor apud Craigen & Wittur)

Operação	Impacto nos custos da produção de Cobre (%)
Mineração	25 a 50
Moagem	25 a 40
Fundição	15 a 25
Refinação	8 a 15

Esta operação, geralmente realizada a húmido, é parte integrante das operações de cominuição em conjunto com a britagem, normalmente a seco. A cominuição é necessariamente realizada em vários estágios, pois os seus equipamentos são geralmente limitados em termos de relações de redução (Beraldo 1987). Estas consistem na razão entre o calibre para o qual 80% da alimentação está abaixo dessa malha e o calibre que representa os 80% passantes do produto. De acordo com Leite (1987), os custos da moagem são maioritariamente devido aos consumo energéticos, elevados de forma a ser possível realizar relações de redução da ordem de 60:1 ou superiores, e devem-se também aos elevados consumos de aço em agentes fragmentadores.

Tabela 2 – Discriminação dos custos da moagem (Mclvor, 2015)

Consumo	Impacto nos custos da moagem (%)
Energia	40 a 60
Aço	40
Outros	10 a 20

Desta forma, percebe-se a importância da escolha o mais ponderada possível das soluções de circuitos e moinhos que proporcionem a melhor relação entre custos e produção.

Existem vários tipos de moinhos dependendo da sua forma, geometria, ou carga moente, como são exemplo os moinhos de tambor, de atrito, de moagem autógena, etc. O circuito de moagem da Lavaria de Cobre da SOMINCOR conta com dois tipos de moinhos, moinhos de barras e moinhos de bolas.

Os moinhos são recipientes cilíndricos de aço, rotativos, com corpos soltos no seu interior que são responsáveis pela moagem do minério. De acordo com *Wills* (2006), a forma com que é transmitido o movimento à carga moente classifica o tipo de moinhos, assim pode distinguir-se moinhos de tambor (*"tumbling mills"*) e moinhos de atrito (*"stirred mills"*). Tradicionalmente os moinhos de tambor trabalham com calibres mais grosseiros (alimentados com calibres entre 5 e 250 mm para produzirem partículas de 40 a 300 μm), enquanto os moinhos de atrito trabalham geralmente em moagem fina ou ultra-fina, abaixo de 40 micras (*Wills*, 2006).

Nos moinhos de tambor usa-se a queda de corpos moentes (partículas grandes, duras e pesadas em relação às partículas do minério mas pequenas em relação ao volume dos moinhos que ocupam quase metade do volume do moinho) para moer partículas do minério (*Wills*, 2006). Graças à fricção entre as forras do moinho e o material, este último é levantado, devido à rotação induzida, até atingir uma posição de equilíbrio e entrar em queda. Na queda, o choque entre as partículas grandes, duras e pesadas, e as partículas do minério possibilita a quebra das partículas de minério e a formação de partículas mais pequenas.

A rotação induzida é normalmente expressa em termos da percentagem da velocidade crítica do moinho. Esta velocidade é a velocidade de rotação do moinho para a qual as forças centrífugas igualam as forças gravíticas, impedindo assim a queda do material (ocorre centrifugação).

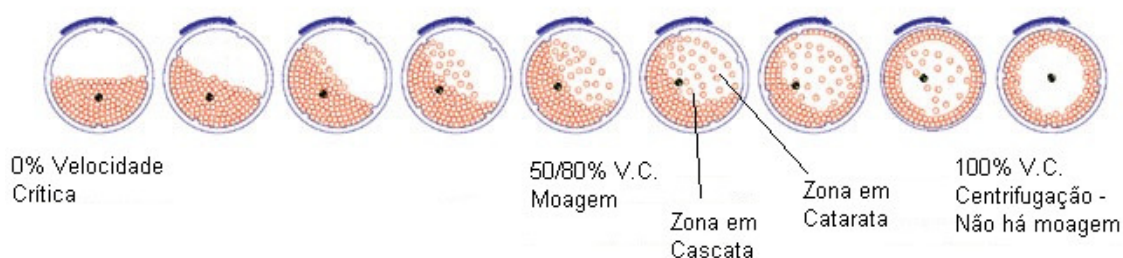


Figura 2 – Tipos de movimentos do material dentro do moinho em função da sua velocidade crítica (adaptado de *Mill Speed – Critical Speed*, 2015)

De acordo com a velocidade de rotação, é possível distinguir 3 situações para além da centrifugação. Assim, a Zona em Cascata compreende a zona em que a carga inicia movimento descendente com sucessivos ressaltos com os elementos à sua volta, originando assim uma intensa moagem por impacto. Já a Zona em Catarata retrata a zona para qual o material cai em queda livre e responsável também por uma intensa moagem apenas na zona de queda, assim

importa minimizar este fenómeno limitando a gama da percentagem de velocidade crítica a que os moinhos devem trabalhar – cerca de 65 a 82% da velocidade crítica (Costa, 1987). A velocidades inferiores acontece que o material move-se por cima uns dos outros, havendo moagem por impacto e compressão.

Em termos de carga moente existem várias opções: barras, bolas ou até seixos rolados. No que toca ao volume de carga usado, este varia consoante o tipo de carga moente mas ronda os 40/43% para o caso dos moinhos de bolas (Leite, 1987) e os 20/22% em moinhos de barras (Leite, 1987), sendo que o volume de polpa (minério e água) deve ocupar os seus interstícios.

Segundo Beraldo (1987), os moinhos de barras são moinhos tubulares que usam barras cilíndricas como agente moedor, sendo que as suas dimensões respeitam razões entre comprimento e diâmetro (L/D) acima de 1,25 para 1 e não podem exceder os 4,5 m de diâmetro por 6,0 de comprimento devido a problemas verificados no comprimento das barras e a complicações no fluxo de material. Geralmente, são usados para produtos grosseiros e em circuito aberto. Pois existe uma espécie de “protecção” dos finos devido ao “acunhamento” que existe entre barras, o que resulta numa classificação interna e ainda porque necessitam da presença de finos na alimentação para que os grosseiros circulem (McIvor, 2015). A sua boa eficiência é contrariada pela necessidade periódica de paragem para adição de barras

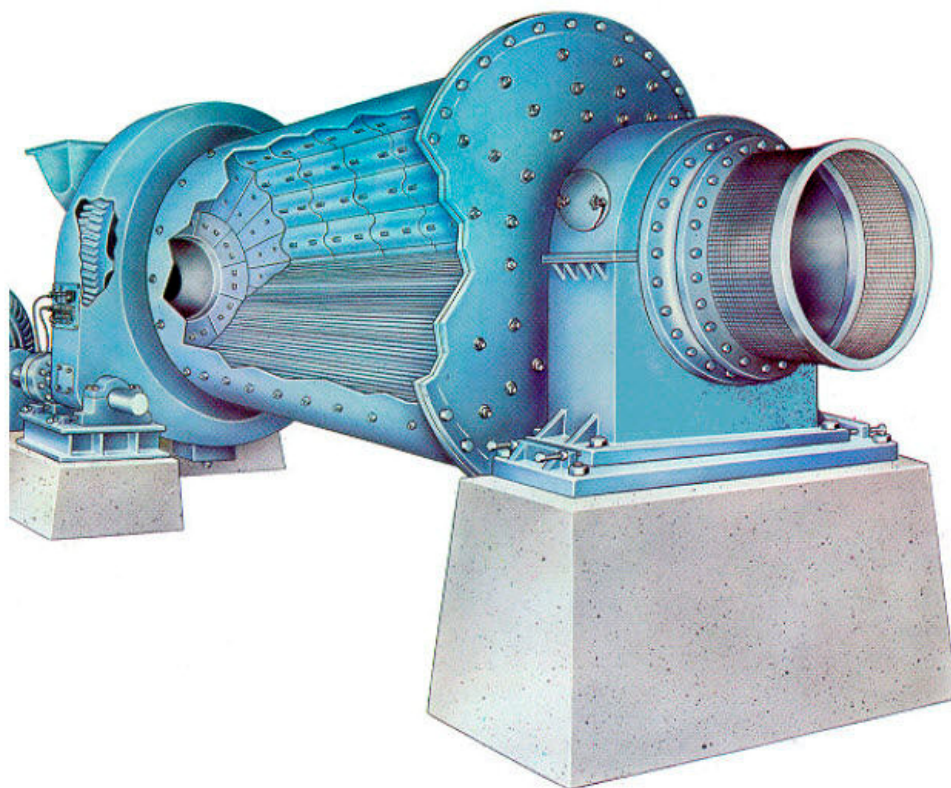


Figura 3 – Representação de um moinho de barras (retirado de Mill with rods, 2015)

Em termos de descarga do material, estes moinhos têm diversas hipóteses, entre elas:

- Descarga periférica

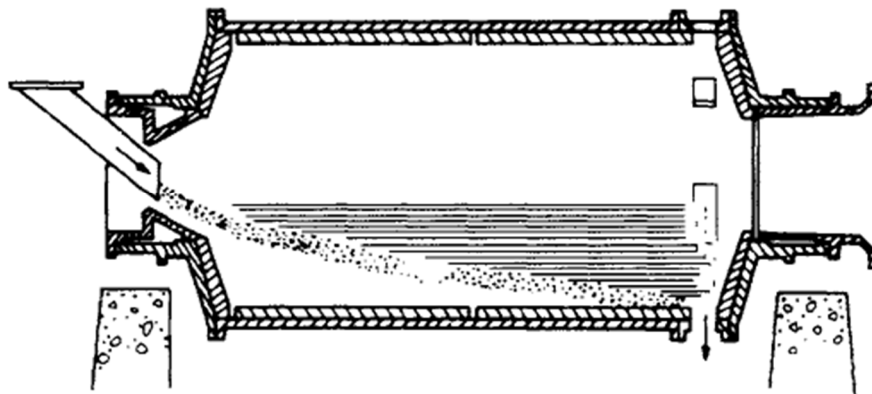


Figura 4 – Esquema de um moinho de barras com descarga periférica (adaptado de Rod Mill, 2015)

- Descarga periférica central

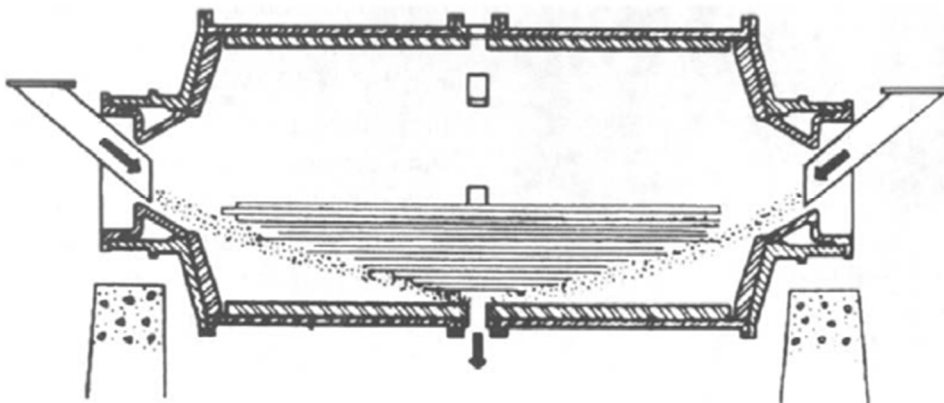


Figura 5 – Esquema de um moinho de descarga periférica central (adaptado de Rod Mill, 2015)

- Descarga por transbordo

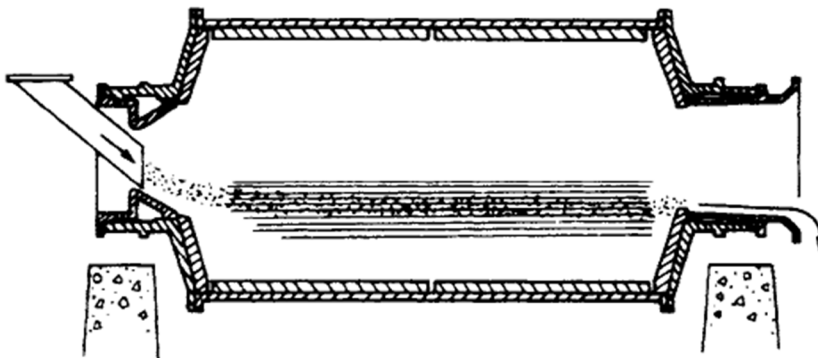


Figura 6 – Esquema de um moinho de descarga por transbordo (adaptado de Rod Mill, 2015)

Sendo esta última opção de descarga por transbordo usada a húmido, enquanto a descarga periférica favorece a opção de moagem a seco. No caso dos moinhos com descarga central, estes são alimentados por ambos os topos e são usados na produção de agregados pois o curto tempo de residência ajuda à redução da produção de ultrafinos (Costa, 1987).

Este tipo de moinho é alimentado geralmente por material com calibre até 50 mm e trabalha a velocidades entre os 60 e os 70% da sua velocidade crítica (Costa, 1987).

Já os moinhos de bolas são construídos numa ampla gama de relações comprimento/diâmetro (Beraldo, 1987), sendo esta escolhida em função da granulometria desejada. Em termos de descarga, também os moinhos de bolas dispõem de várias opções, entre elas:

- Descarga por transbordo (semelhante ao moinho de barras)
- Descarga por grelha (semelhante ao moinho de barras)

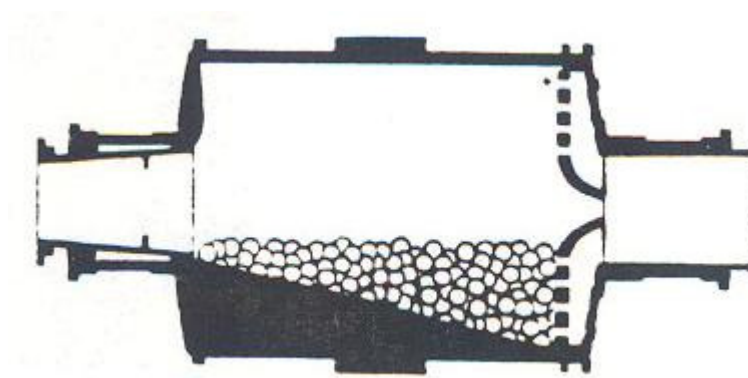


Figura 7 – Representação de um moinho de bolas com descarga por grelha (retirado de How a Grate Discharge Ball Mill Works, 2015)

- Descarga periférica (semelhante ao moinho de barras)
- Descarga central (semelhante ao moinho de barras)

No caso dos moinhos de bolas há também a hipótese de estes possuírem vários compartimentos, com o objetivo de atingirem relações de redução elevadas. Assim, o moinho é dividido em dois ou mais e cada um dos compartimentos possui um determinado dimensionamento de carga e do seu calibre.

Como um dos principais custos da moagem é o consumo de aço, por vezes são usados seixos como carga moente em moinhos secundários de forma a minimizarem-se os custos do consumo de aço e forras. Segundo Costa (1987), estes moinhos trabalham entre 75 e 85% da velocidade crítica e são muito semelhantes aos moinhos de bolas com descarga por grelha, no entanto estes possuem maiores dimensões para a mesma potência dos moinhos de bolas.

Existe um outro tipo de moagem a considerar, a moagem autógena, a qual usa partículas do próprio minério como carga moente. Os moinhos de seixos pertencem em parte a este tipo de moagem, no entanto com uma diferença pois os seixos que vão fazer parte da carga moente

são previamente classificados e adicionados de forma controlada (Costa, 1987). Já os moinhos autógenos usam minério tal-e-qual como agente moedor, no entanto por vezes este não é ideal pelo que existe a possibilidade de o fragmentar antes de o adicionar ao moinho ou então adicionar ainda uma determinada carga de bolas para ajudar a carga de minério na função de agente moedor. Neste caso a moagem passa designar-se semi-autógena.

Conforme apresentado na figura abaixo, este tipo de moinhos é facilmente identificado graças à sua razão L/D muito própria (segundo Costa ronda geralmente 1/3) e que reflete o facto da carga moente possuir uma baixa densidade e por isso necessitar de ser elevada a maiores alturas do que em outros moinhos para poder fragmentar o minério.



Figura 8 – Moinho semi-autógeno (retirado de Mineral Processing Solutions, 2015)

Segundo Costa (1987), a alimentação dos moinhos autógenos deve possuir blocos de calibres grosseiros em número suficiente para que seja possível fragmentar as partículas mais pequenas tão rapidamente quanto elas próprias se fragmentam, caso contrário existirá uma acumulação de partículas de um calibre intermédio (denominado calibre crítico).

Ainda segundo Costa (1987), este tipo de moinhos apresenta duas grandes vantagens em relação aos demais: a redução no consumo de aço e capacidade para conseguirem grandes reduções, levando também a uma grande simplificação dos circuitos de moagem e britagem.

No entanto, nem tudo são vantagens neste tipo de moinhos pois para além da necessidade da alimentação possuir blocos graúdos, também é necessário que os finos não sejam mais resistentes que os grosseiros para não acontecer a acumulação de um calibre crítico intermédio. Já a nível de rotação e enchimento, estes moinhos operam a 75/90% da sua velocidade crítica e com cerca de 30% de enchimento (Costa, 1987).

No que toca a moinhos de atrito, com orientação vertical ou horizontal, o moinho não mexe, sendo o movimento transmitido para o material através do movimento de um agitador

interno. Este agitador compreende normalmente um veio central ao qual estão anexados pinos ou discos, os quais compreendem movimento na carga. Um exemplo deste tipo de moinhos é o *Isamill*. Este tipo de moinhos, inicialmente desenvolvidos na década de 1990 nas minas *Mount Isa*, tinham como objetivo a moagem ultrafina, no entanto agora são maioritariamente utilizados em remoagens ou moagens finas.

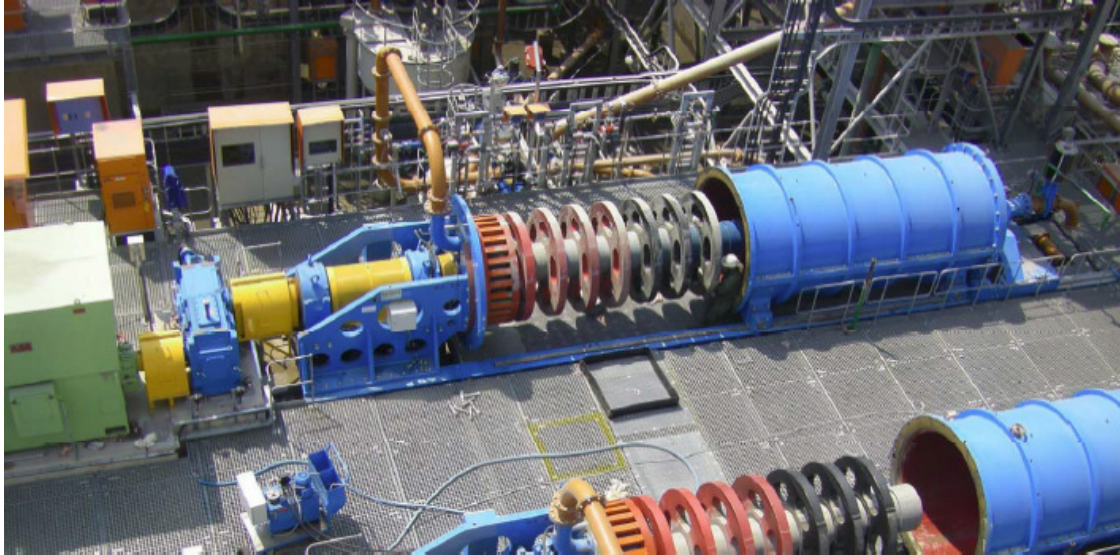


Figura 9 – Moinho Isamill com o corpo puxado para trás (retirado de Wikipedia: "Photograph of IsaMills with shell pulled back", 2015)

Alta intensidade (velocidade de rotação de cerca de 20 m/s) e alta eficiência de potência são duas das características deste tipo de moinhos (Pease, 2007), resultando num tipo de instalação diferente dos moinhos tradicionais. A alta eficiência resulta das características da carga moente usada (de cerâmica e com tamanhos de cerca de 1-2 mm) e da alta velocidade de rotação, estas possibilitam uma grande capacidade de atricção em pouco espaço.



Figura 10 – Diversos tamanhos de cargas moentes para moinhos Isamill (SOMINCOR, 2015)

Através da centrifugação, o próprio moinho evita que a carga saia do moinho e tal também possibilita que o *Isamill* opere sem a necessidade de circuito fechado com classificação (Pease, 2007), pois as partículas mais grosseiras são empurradas de volta para o lado da alimentação.

2.2 Introdução à Classificação

A classificação é um processo de separação de partículas com base na sua velocidade terminal, e é correntemente realizado com recurso a um fluido, geralmente água – passando então a ser designado como hidroclassificação.

Os hidroclassificadores, como são designados os equipamentos responsáveis por este processo, separam o material em dois produtos: um espessado (ou *underflow*) e um transbordo (ou *overflow*). Por espessado entende-se o material com maiores velocidades de sedimentação, e por antítese, o transbordo pelo material com menor velocidade de sedimentação.

A classificação tem como objetivo principal a separação por calibres, porém há também que ter em conta propriedades como densidade e a forma, pois estas condicionam o comportamento de cada partícula. Desta forma, a classificação pode ser aplicada a situações como:

- Separação entre uma fração grosseira e uma fina
- Separação de partículas mais, ou menos, densas
- Separação em várias frações granulométricas com calibre próximo (caso a alimentação possua uma extensa curva granulométrica)
- Controlo de circuitos fechados de moagem

A separação pode dar-se sob dois regimes: regime de sedimentação ou regime hidráulico. Existe regime de sedimentação quando não existe componente vertical de velocidade do fluido, sedimentando-se as partículas na polpa que alimenta o equipamento. Já num regime hidráulico as partículas sedimentam na polpa, graças a uma corrente ascensional de água que é introduzida no equipamento. Pode ainda dizer-se que existe sedimentação perturbada no regime hidráulico, pois as partículas com igual velocidade terminal à do fluido ascendente permanecem em suspensão.

Em termos de equipamentos de classificação a SOMINCOR usa atualmente apenas hidrociclones e espessadores, no entanto esta operação pode ser realizada por uma vasta gama de equipamentos. Segue uma breve lista de exemplos.

Tabela 3 – Alguns exemplos de hidroclassificadores

Equipamento	Regime	Descrição
Cones de Sedimentação	Sedimentação	Tanque cónico que descarrega por transbordo a fricção fina e a fração mais grosseira por baixo
Classificadores Mecânicos	Sedimentação	Tanque de sedimentação com fundo inclinado, o transbordo escoar por cima do anteparo e a fração grosseira é retirada do lado oposto com recurso a rapetas ou hélice
Hidrociclones	Sedimentação	Recipiente com forma cilíndrica superior e cónica inferior, que usa um campo centrífugo para separar a fração grosseira (espessado) da fina (transbordo)
Hidroclassificador de Stokes	Hidráulico	Cada câmara de fluidização tem água nova no fundo e que permite manter o regime. Os grãos passam o leito pois têm mais velocidade que a corrente ascendente do fluido e são descarregados pelo <i>Underflow</i> quando a válvula abre
Cone de Larox-Hukki	Hidráulico	Espécie de recipiente do tipo de um hidrociclone aberto no topo, que possui um mecanismo de agitação lenta. As partículas pequenas e a água sobem até saírem pelo <i>Overflow</i> , enquanto as grãos sedimentam na parte cónica, onde existe injeção de água nova para evitar o arrastamento de finos. A fase grosseira é descarregada pelo <i>Underflow</i> .
Espessadores	Sedimentação	Tanque de volume considerável em que o objetivo é a sedimentação dos sólidos da suspensão que o alimenta (percentagem de sólidos superior a 5%)
Clarificadores	Sedimentação	Por oposição aos espessadores, os clarificadores tem como objetivo limpar a solução que o alimenta, a sua alimentação tem menos que 5% sólidos.
Espiraais de Humphrey	Hidráulico	Calha helicoidal em redor de uma coluna que tira proveito de um fluxo descendente (devido à força gravítica) e um fluxo transversal (devido à força centrífuga), classificando as partículas, por densidade e tamanho, desde a borda (leves) até ao centro (pesadas). À medida que vão descendo as partículas que saem da suspensão vão sendo retiradas da calha através de pequenos recortes na calha.

Um hidrociclone é constituído por um cilindro acoplado a um cone, alimentado pelo topo superior da parte cilíndrica e tem duas saídas: inferior (por onde é descarregado o espessado) e superior (por onde transborda a fração mais fina).

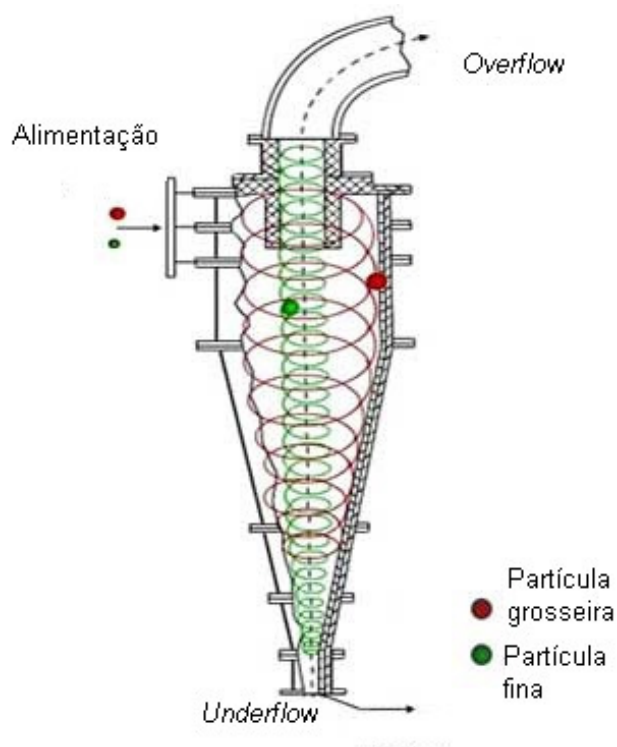


Figura 11 – Representação do funcionamento de um hidrociclone (adaptado de Xinhai Mineral Processing: Hydrocyclone, 2015)

Quando a alimentação entra no ciclone forma-se um vórtice central devido à velocidade tangencial elevada da polpa que alimenta o classificador. A força centrífuga faz com que as partículas grandes e densas sejam descoladas para a parte exterior e descendo até ao *Underflow* de acordo com uma trajetória em forma de espiral, enquanto as partículas pequenas e leves seguem por uma trajetória espiral ascendente (tanto mais próxima do eixo quando mais pequenas/leves são as partículas) até que saem pelo *Vortex*.

Este tipo de hidroclassificador tem um vasto campo de aplicações para além da classificação, como por exemplo:

- Espessamento (retirar uma quantidade significativa de água da polpa)
- Desenlameamento (retirar a fração fina da polpa)
- Desengrossamento (retirar a fração graúda da polpa)
- Classificação Seletiva (separação de uma alimentação heterogénea nos seus constituintes)
- Concentração (enriquecimento do espessado em espécie densa e do transbordo em espécie leve quando existe na alimentação uma diferença significativa de densidades entre espécies)

3.ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

A exploração de recursos naturais em Portugal remonta ao tempo dos fenícios e dos romanos mas é no séc. XIX que se iniciam as concessões mineiras, nomeadamente com as explorações de Aljustrel e S. Domingos (sulfuretos polimetálicos), Panasqueira (Estanho e Volfrâmio), Valongo e Gondomar (Antimónio e Ouro). Já no séc. XX, a indústria foi impulsionada pela descoberta de várias massas minerais, entre elas a de Neves-Corvo em 1977.

Atualmente com 7 massas minerais descobertas, e 5 delas em exploração (Neves, Corvo, Graça, Zambujal e Lombador), a mina de Neves-Corvo situa-se no anticlinório de Panóias Castro Verde, pertencente ao ramo sul da Faixa Piritosa Ibérica (FPI), que é uma das províncias mais importantes de sulfuretos maciços vulcanogénicos polimetálicos (Pacheco, 2001). Este anticlinório é composto por três anticlinais principais, sendo que é no anticlinal central, Rosário/Neves-Corvo, onde a mina se encontra, no seu extremo sudeste (Pacheco, 2001).

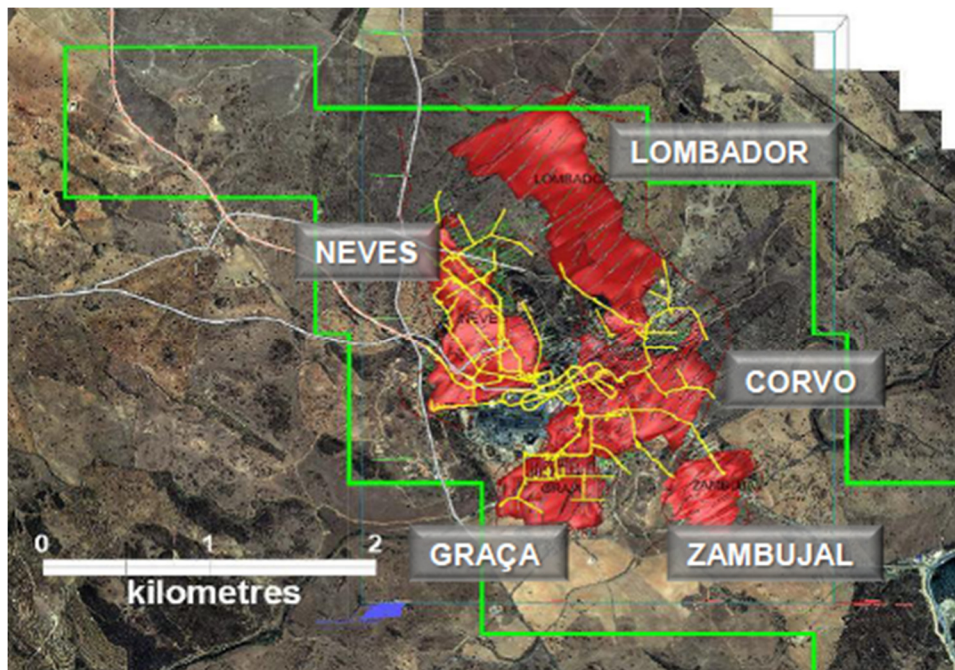


Figura 12 – Representação em planta das massas em exploração (SOMINCOR)

Segundo Pacheco (2001), a sucessão litológica encontra-se dividida em duas sequências tectono-estratigráficas principais, uma alóctone e outra autóctone. Sendo a sequência autóctone composta por (Pacheco, 2001):

- Grupo Filito-Quartzítico: xistos negros filitosos intercalados com quartzitos.
- Complexo Vulcano-Sedimentar: alternâncias de rochas vulcânicas e sedimentares.
- Formação de Mértola: sucessão turbidítica de xistos e grauvaques.

A sequência alóctone é composta por várias escamas tectónicas, como são exemplo (Pacheco, 2001):

- Xistos Siliciosos com Nódulos Silico-fosfatados: xistos siliciosos cinzentos a negros com nódulos silico-fosfatados intraestratificados.
- Formação de Grandaços: alternância de xistos negros a siliciosos cinzentos, com nódulos de carbonatos.
- Formação de Xistos Verdes e Borra-de-vinho: xistos verdes e violeta siliciosos, e às vezes com nódulos e lentículas de manganês.
- Formação do Godinho: xistos siliciosos cinzento-esverdeados e tufitos finos, por vezes com lentículas de chertes cinzentos
- Formação de Brancanes: xistos negros piritosos e grafitosos.
- Formação de Mértola: sucessão turbidítica de xistos negros e grauvaques.

Ainda segundo Pacheco (2001), a paragénese principal observada a olho nu, é constituída por Pirite, Calcopirite, Esfalerite, Cassiterite, Tetraedrite, Galena e Bornite. Enquanto os minerais secundários são Arsenopirite, Estanite, Kesterite, Estanoidite, Mawsonite, Freibergite, entre outros.

A Lavaria de Cobre recebe atualmente três tipos de minérios, designados: MC, MH ou MF. Por MC (minério de cobre) designa-se tanto sulfuretos maciços como fissurais, estando a diferença na quantidade de ganga não-silicatada que é claramente maior no caso do minério maciço. Quando este minério é muito fissural, passa a designar-se por MF (minério fissural do tipo *stockwork*). Quando se está na presença de sulfuretos maciços com teores mais altos de penalizantes, por exemplo de Mercúrio, normalmente associado a Zinco (Esfalerite), o minério passa a ser designado por MH (minério de cobre “sujo”), sendo misturado à superfície conforme as necessidades e/ou disponibilidades.

Já no caso de minérios de Zinco, existe a designação genérica de MZ (sulfuretos maciços de Zinco) que pode ser subdividida em 4 tipos:

- MZ: Minério de Zinco sem grandes concentrações de penalizantes
- MCZ: com elevado teor em Cobre (razão Cu:Zn > 1:4)
- MZP: com elevado teor em Chumbo (razão Pb:Zn > 1:4)
- MCZP: com elevado teor em Cobre e Chumbo (ambas as razões acima de 1:4)

Atualmente pode considerar-se que a Lavaria de Cobre recebe MC, MH ou MF, e a Lavaria do Zinco recebe MZ ou MZP.

4.DESCRICÃO DAS LAVARIAS

4.1 Lavaria do Cobre

A Lavaria do Cobre tem uma capacidade de cerca de 2.2 milhões de toneladas de minério de Cobre por ano, produzindo cerca de 355 mil toneladas de concentrado de cobre, o que corresponde a cerca de 88 mil toneladas de cobre metal. Os minérios MC, MH e MF provenientes da mina, são britados com um calibre máximo de 250 mm, são armazenados separadamente no parque de minério. Sendo depois retornados através de pás carregadoras, normalmente numa proporção que assegure que alimentação à Lavaria do Cobre corresponda às necessidades de produção e à disponibilidade do minério.

Por MC, designa-se um minério de Cobre com teores de Arsénio inferiores a 5000 ppm, normalmente indicativo de se tratar um minério limpo de outros penalizantes (Zinco, Antimónio, Mercúrio e Chumbo), o que possibilita uma produção de concentrados mais seletivos e com recuperações também maiores. Em contra-ponto, o MH, apresenta teores em Arsénio superiores a 5000 ppm, ao que se associa uma presença mais significativa de outros penalizantes e como tal, o seu processamento será mais difícil, conduzindo assim a concentrados mais sujos em penalizantes e/ou a uma recuperação mais baixa.

A Lavaria do Cobre conta com três circuitos de tratamento distintos:

- Linha Principal, ou Linha #1 (a azul na figura seguinte).
- Linha Secundária, ou Linha #2 (a verde na figura seguinte), distinto da Linha 1 até ao Desbaste.
- Circuito RC (Rejeitados de Cobre) – alimentado pelos Rejeitados de ambas as linhas (a vermelho na figura).

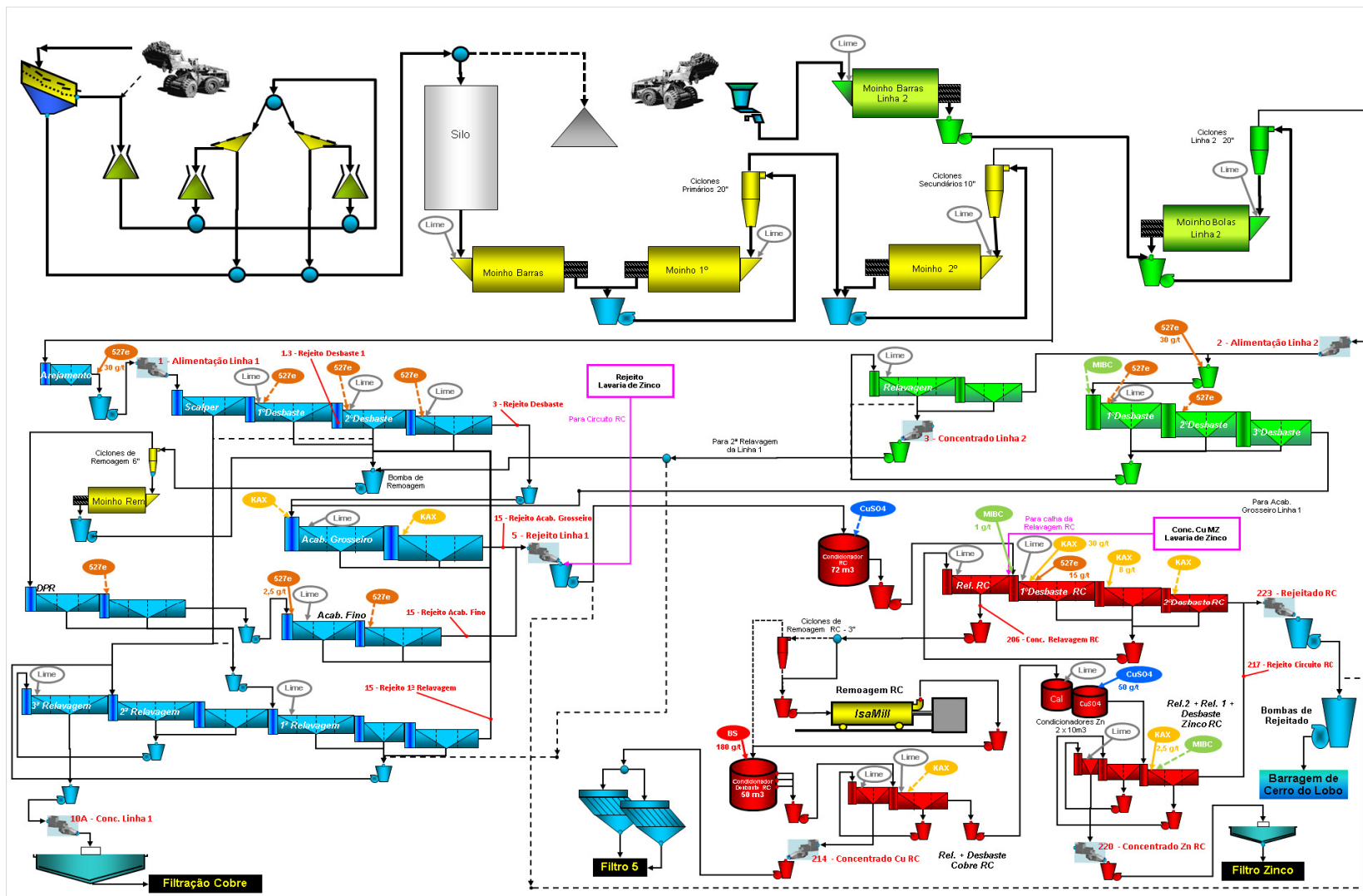


Figura 13 – Diagrama da Lavaria do Cobre (SOMINCOR, 2015)

4.1.1 Linha Principal da Lavaria do Cobre (Linha #1)

A Linha Principal da Lavaria do Cobre tem uma capacidade média de 260 toneladas por hora, sendo alimentada pela britagem, e produz um concentrado com cerca de 24% de Cobre e um rejeitado que alimenta o Circuito RC, ou podendo também ser diretamente enviado para a Barragem de Rejeitados. A Linha Principal pode então ser dividida em:

- Pré-Crivagem, Britagem Secundária e Terciária.
- Moagem.
- Flutuação.
- Espessamento e Carregamento de concentrados.

4.1.1.1 Pré-Crivagem, Britagem Secundária e Terciária

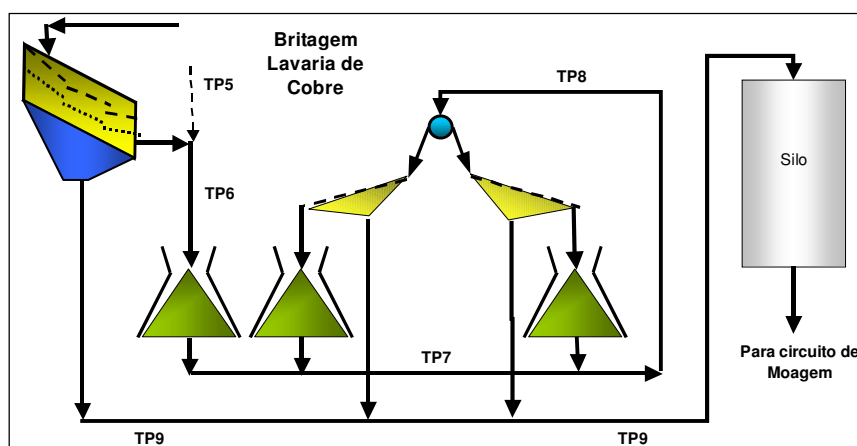


Figura 14 – Fluxograma do Circuito de Britagem de Cobre (SOMINCOR)

A partir das pilhas, o minério é retomado por uma pá carregadora para uns alimentadores de gaveta, de velocidade variável, alimentando a Pré-Crivagem e/ou a Britagem.

A Pré-Crivagem, que normalmente precede a Britagem, tem como função a remoção dos finos (fração menor que 19 mm), aumentando assim a eficiência da Britagem. Esta unidade conta com uma capacidade de 800 toneladas por hora, sendo que o infra-crivo (<19 mm) segue diretamente para o silo de minério. O supra-crivo da Pré-Crivagem é depositado em pilha, sendo retomado por pá carregadora para a Britagem.

A Britagem conta com um Britador Giratório Secundário e dois Terciários, a funcionar em circuito fechado com dois crivos. A descarga do britador secundário juntamente com a descarga dos terciários, alimentam os crivos que funcionam em circuito fechado com os últimos. O seu produto (infra-crivo) é da mesma ordem de grandeza que o infra da Pré-Crivagem (<19 mm). A instalação de Britagem conta com uma capacidade de 350 ton/h e é operada de forma a maximizar os períodos de manutenção, sem que haja falta de *stock* de minério para alimentação da moagem.

Por fim, o silo dos finos tem uma capacidade de 2500 toneladas. Este pode ser ultrapassado com a possibilidade de desvio do produto para uma pilha, situação utilizada, por exemplo para situações de manutenção do alimentador da linha principal e para alimentação da Linha #2.

4.1.1.2 Moagem e Remoagem

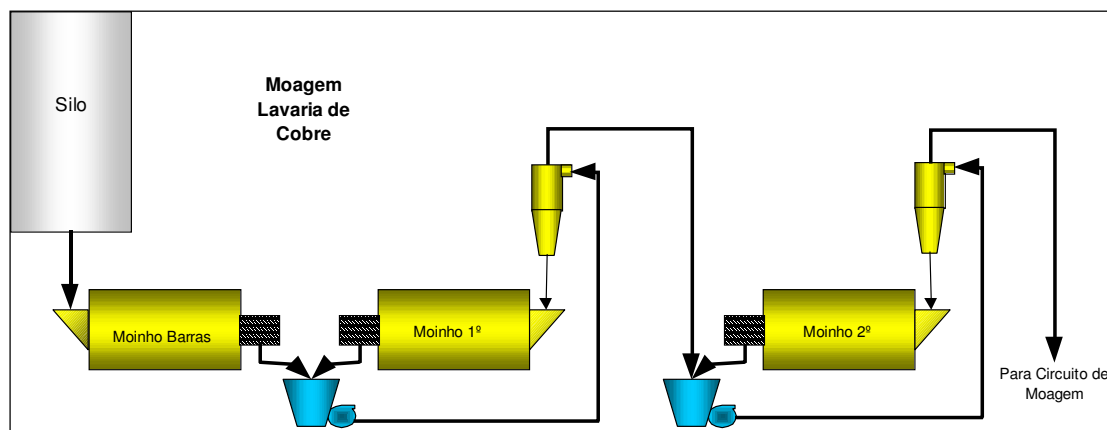


Figura 15 – Fluxograma da Moagem da Linha 1 da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)

O circuito de moagem da Linha Principal conta com um moinho de barras em circuito aberto e dois moinhos de bolas a trabalhar em circuito fechado com o seu conjunto de ciclones, denominados, primários e secundários. O moinho de barras conta com uma capacidade máxima de 300 toneladas por hora de minério. O *overflow* dos ciclones secundários alimenta o circuito de flutuação da Linha Principal.

Já o moinho de remoagem também opera em circuito fechado com classificação à cabeça, sendo que o d80 (calibre que representa os 80% de material passante) do seu *overflow* ronda os 20 a 25 μ m.

Tabela 4 – Descrição dos equipamentos da Linha 1 de Moagem da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)

Equipamento	Modelo
Moinho de Barras	Allis Chalmers 3.8 x 5.5 m de 1000 KW
Moinho de Bolas Primário	Allis Chalmers 4.1 x 6.7 m de 1600 KW
Ciclones Primários	Sala 20"
Moinho de Bolas Secundário	Allis Chalmers 4.1 x 6.7 m de 1600 KW
Ciclones Secundários	Sala 10"
Moinho de Remoagem	Allis Chalmers 4.1 x 5.5m de 1200 KW (revestido a borracha)
Ciclones de Remoagem	Sala 6"

4.1.1.3 Flutuação

A polpa que vem da moagem, após arejamento e um primeiro condicionamento com coletor seletivo, alimenta o circuito de flutuação Desbaste/Acabamento Grosso, constituído por:

- Desbaste #1: cujo rejeitado alimenta o Desbaste #2.
- Desbaste #2: cujo rejeitado alimenta o Acabamento Grosso.
- Acabamento Grosso

As calhas de recolha dos concentrados do primeiro e segundo banco do Desbaste #1 e do primeiro banco do Desbaste #2, contam com duas saídas, permitindo assim enviar os concentrados para a Segunda Relavagem ou para a Remoagem. Já os concentrados do segundo banco do Desbaste #2 e do Acabamento Grosso alimentam diretamente a Remoagem.

O circuito da Remoagem é então alimentado pelos concentrados dos Desbastes, Acabamentos Grosso e Fino, e rejeito da Relavagem #1. Já o produto da Remoagem alimenta o Desbaste do Produto Remoído (DPR) e Acabamento Fino. O rejeito do Acabamento Fino e o rejeito do Acabamento Grosso formam o Rejeitado Final, enquanto o concentrado do Acabamento Fino volta à Remoagem, enquanto o concentrado do DPR segue para as relavagens. As relavagens têm três estágios, com os rejeitos em contracorrente.

4.1.1.4 Espessamento, Filtração e Carregamento de Concentrados

O concentrado final é bombeado para um espessador (40 m de diâmetro), onde são atingidos os 70% de sólidos em peso, sendo de seguida encaminhado para um tanque volante de alimentação à Filtração. Daqui, a polpa é enviada para um de cinco filtros de pressão (cada um com capacidade 25 toneladas de concentrado por hora com cerca de 10% de humidade).

De seguida, o concentrado final pode ser carregado diretamente para os contentores ou pode ser armazenado em pilha por baixo dos filtros ou no parque dos concentrados, sendo depois carregado em contentores por pá carregadora.

4.1.1.5 Utilidades

Na Lavaria do Cobre são utilizados os seguintes reagentes:

- Cal – regulador de pH.
- *Danafloat 527E* – coletor seletivo da flutuação do Cobre.
- Amil Xantato de Potássio (KAX) – coletor de sulfuretos.
- Sulfato de Cobre – ativador de sulfuretos (circuito RC).
- Bissulfito (BS) – depressor de sulfuretos (circuito RC).

- Metil Isobutil Carbinol (MIBC) – espumante.

Parte do Rejeitado Final da Lavaria do Cobre é ciclonado, sendo o seu *underflow* enviado para as estações de *Backfill* ou *Pastefill*, para enchimento nos trabalhos subterrâneos, enquanto o seu *overflow* é enviado para a Barragem dos Rejeitados onde é depositado em forma de pasta.

As águas recuperadas tanto do espessador de concentrados (recirculação interna) como da Barragem de Rejeitados (recirculação externa) representam cerca 80 a 85% do abastecimento de água usada para o processamento de minério. Enquanto a água fresca (ou “nova”) provém da Barragem de Santa Clara e destina-se a sistemas de arrefecimento, selagem de bombas, preparação de reagentes, etc..

4.1.2 Linha Secundária da Lavaria do Cobre

Esta linha de tratamento compreende as seguintes áreas:

- Moagem e Classificação.
- Flutuação até às células de Desbaste.

A pré-crivagem, a britagem, a flutuação depois do Desbaste, os rejeitados e o parque de minérios são comuns à Linha Principal da Lavaria do Cobre.

4.1.2.1 Moagem e Classificação

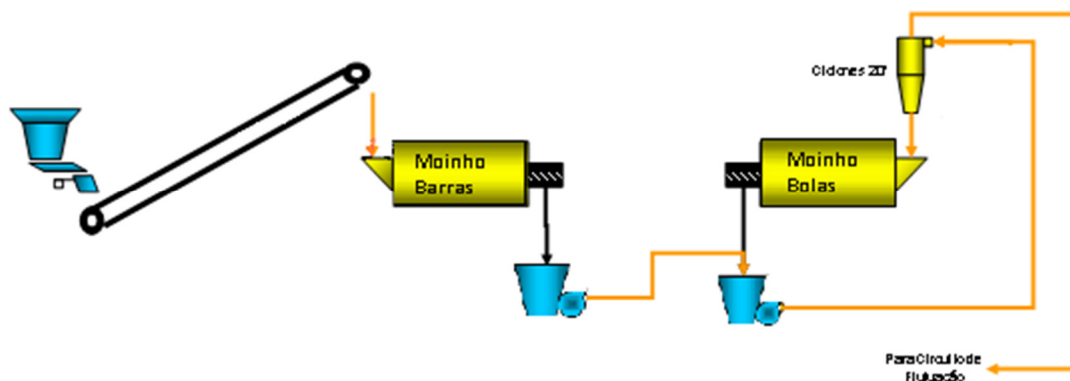


Figura 16 – Fluxograma da Moagem da Linha 2 da Lavaria do Cobre (SOMINCOR)

Com uma capacidade de uma megatonelada por ano, a segunda linha de tratamento iniciou-se em 2007 e implicou a ampliação da área coberta da Lavaria do Cobre em cerca de 300 m². Conta com um moinho de barras de 650 KW a trabalhar em circuito aberto, ao que se segue um moinho de bolas em circuito fechado com uma bateria de ciclones de 20", o seu espessado volta ao moinho, enquanto o seu transbordo alimenta o circuito de flutuação.

4.1.2.2 Flutuação

O circuito de flutuação da Linha Secundária da Lavaria do Cobre constituído por dois estágios, um Desbaste e uma Relavagem, sendo alimentado pelo produto da moagem e pelo rejeito da Relavagem no banco de Desbaste, seu rejeito é Rejeito Final, seguindo, juntamente com o Rejeito Final da Linha Principal, para o Circuito RC.

O concentrado deste estágio alimenta a Relavagem, da qual o rejeito recircula para o Desbaste e o concentrado pode ser Concentrado Final, e assim juntar-se ao Concentrado Final da Linha Principal caso atinja teor suficiente em Cobre. Normalmente alimenta a Segunda Relavagem ou a Remoagem da Linha Principal.

4.1.2.3 Espessamento, Filtração e Carregamento de Concentrados

Em termos de espessamento, filtração e carregamento de concentrados, o concentrado final da segunda linha junta-se, como já referido anteriormente, ao concentrado resultante da primeira linha e juntos sofrem os mesmos processos até ao carregamento final.

4.1.2.4 Rejeitados

Aqui, tal como atrás, o rejeito final da Linha Secundária junta-se ao rejeito final da Linha Principal seguindo para o Circuito RC ou diretamente para a Barragem de Rejeitados, *Backfill* ou *Pastefill*, de acordo com as necessidades da mina.

4.1.3 Circuito RC (Rejeitados de Cobre)

O circuito dos Rejeitados da Lavaria do Cobre, é alimentado pelos rejeitos finais das duas linhas de tratamento e é constituído por quatro estágios principais, entre eles:

- Circuito de flutuação do Desbaste Grosseiro RC
- Remoagem RC
- Circuito de flutuação de Cobre RC
- Circuito de flutuação de Zinco RC

A sua capacidade de tratamento é equivalente à soma das capacidades da Linha #1 e Linha #2, aproximadamente 320 toneladas de minério por hora.

4.1.3.1 Flutuação do Desbaste Grosseiro RC

Os circuitos de flutuação das linhas principais rejeitam cerca de 800 m³/h de polpa, o que corresponde a cerca de 320 toneladas por hora (25 a 35% de sólidos em peso), e este é o caudal

que alimenta o Circuito RC quando os teores de Cobre e/ou Zinco são suficientemente elevados, caso contrário seguem para a Barragem de Rejeitados, *Backfill* ou *Pastefill*.

Os fluxos dos rejeitos da Lavaria do Cobre são então conduzidos para o Condicionador RC, onde é adicionado Sulfato de Cobre de forma a promover a ativação dos minerais de Cobre e Zinco. De seguida, os fluxos são bombeados para as células do Desbaste RC, onde é adicionado KAX promovendo a flutuação de calcopirite (Cobre) e blenda (Zinco). O rejeito desta fase representa a fração grosseira do Rejeito Final, e é aproximadamente equivalente a 90% da sua massa total.

O concentrado é dirigido para a Relavagem RC, onde é de novo flutuado de forma a melhorar tanto o teor em Cobre como em Zinco. O rejeito deste estágio recircula por gravidade para o Desbaste RC, enquanto o concentrado avança para o estágio de Remoagem.

4.1.3.2 Remoagem RC

O propósito desta etapa é reduzir de tal forma a granulometria do concentrado proveniente da Relavagem RC de forma a minimizar a presença de mistos.

Desta forma, o seu *underflow* alimenta um crivo de proteção ao moinho com a função de proteger o moinho impedindo a entrada partículas grosseiras, gravitando o infra-crivo para o moinho de forma controlada, enquanto o *overflow*, juntamente com o produto do moinho, segue para o Condicionador do Circuito de Cobre RC.

De notar, que este moinho é um moinho diferente dos anteriores visto tratar-se de um moinho *IsaMill*, cujo tem a capacidade inerente de classificação, daí não haver necessidade de retornar o seu produto aos ciclones referidos.

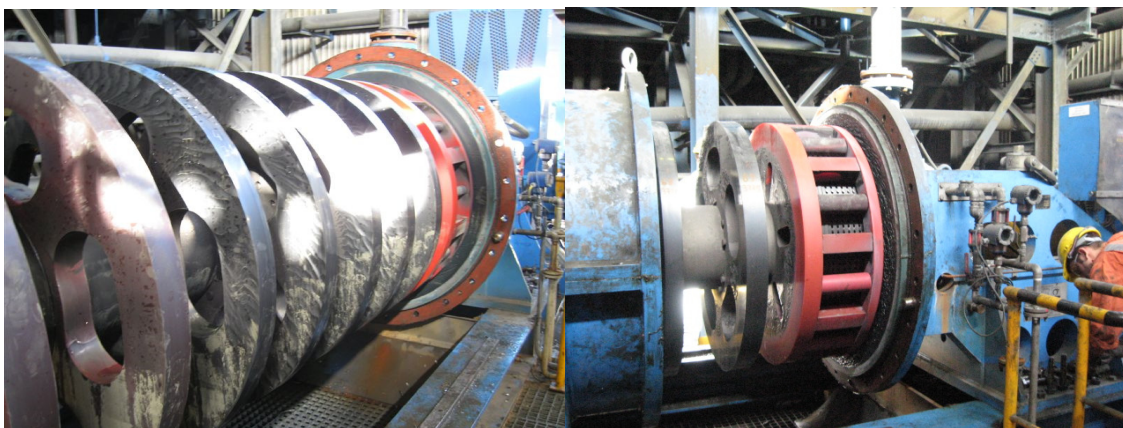


Figura 17 – Instalação do moinho IsaMill do Circuito RC da Lavaria do Cobre (SOMINCOR, 2009)

4.1.3.3 Circuito de Flutuação do Cobre RC

O produto da Remoagem RC é conduzido para o Condicionador, e adicionado BS, promovendo assim a depressão da pirite e da esfalerite em relação à calcopirite e a limpeza das partículas dos reagentes usados até então.

Um dos fatores importantes é o tempo deste condicionamento para que a flutuação seja eficiente, como tal garante-se que a polpa seja condicionada com BS, durante uma hora a 65°C. A descarga do condicionador é então bombeada para o Desbaste do Cobre RC, onde o concentrado alimenta a Relavagem do Cobre RC e o rejeito desta Relavagem recircula por gravidade novamente para o desbaste deste circuito. Por sua vez, o rejeito do Desbaste de Cobre RC é encaminhado para o Circuito de Flutuação do Zinco RC, ou para o Rejeitado Final caso o teor em Zinco assim o justifique.

O concentrado da Relavagem do Cobre RC segue para um espessador, onde será espessado à parte do restante concentrado de Cobre e também comercializado à parte, pois trata-se de um concentrado com elevado teor em penalizantes, ou misturado dependendo das necessidades.

4.1.3.4 Circuito de Flutuação do Zinco RC

O rejeito do Circuito de Cobre RC é bombeado para este circuito, onde começa por ser encaminhado para o Condicionador de Cal do Zinco RC, onde é adicionada cal de modo a controlar os valores do pH da polpa entre os 10,8 e os 11,2. O seu transbordo segue para o Condicionador de Sulfato de Cobre, onde é adicionado CuSO_4 de modo a ativar a esfalerite.

De seguida, a polpa, também por transbordo e gravidade, é dirigida para o Desbaste de Zinco RC onde é adicionado KAX. O concentrado é bombeado para a Primeira Relavagem do Zinco RC. Daqui, o concentrado segue para a Segunda Relavagem do Zinco RC, enquanto o rejeito recircula por gravidade para o Desbaste do Zinco RC. O concentrado da Segunda Relavagem do Zinco RC, constitui o concentrado final de Zinco e segue para o espessador do Concentrado Final de Zinco da Lavaria do Zinco onde são misturados, pois o problema dos contaminantes já não se coloca devido à quantidade ser tão pequena em relação à quantidade proveniente da Lavaria do Zinco.

4.2 Lavaria do Zinco

O minério que vem da mina é britado em 3 fases até que o K100 do produto final seja inferior a 20 mm. Este produto por sua vez alimenta a moagem, que é composta por:

- Moinho de Barras em circuito aberto.
- Produto do Moinho de Barras alimenta um Moinho de Bolas em circuito fechado com classificação aos pés.

- O *overflow* dos ciclones primários alimenta um *Vertimill* em circuito fechado com classificador à cabeça.
- O *overflow* do segundo estágio de moagem alimenta a flutuação.

Segue-se uma flutuação diferencial Cu/Pb/Zn em que o minério passa pelos 3 circuitos de forma a retirar-se um concentrado de Cobre, um de Chumbo e um de Zinco sequencialmente e em que o “rejeito” alimenta o circuito seguinte. O rejeito do circuito de Zinco alimenta o Circuito RZ que produz um outro concentrado de Zinco que se mistura com o concentrado “principal”.

Estes concentrados seguem para espessadores e filtros de forma a serem carregados para contentores imediatamente (caso do Chumbo) ou depositados no parque de minérios (Zinco). Apesar da construção do circuito prever a produção de um concentrado de Cobre, atualmente apenas é produzido concentrado de Zn e de Pb, sempre que possuam teores apreciáveis.

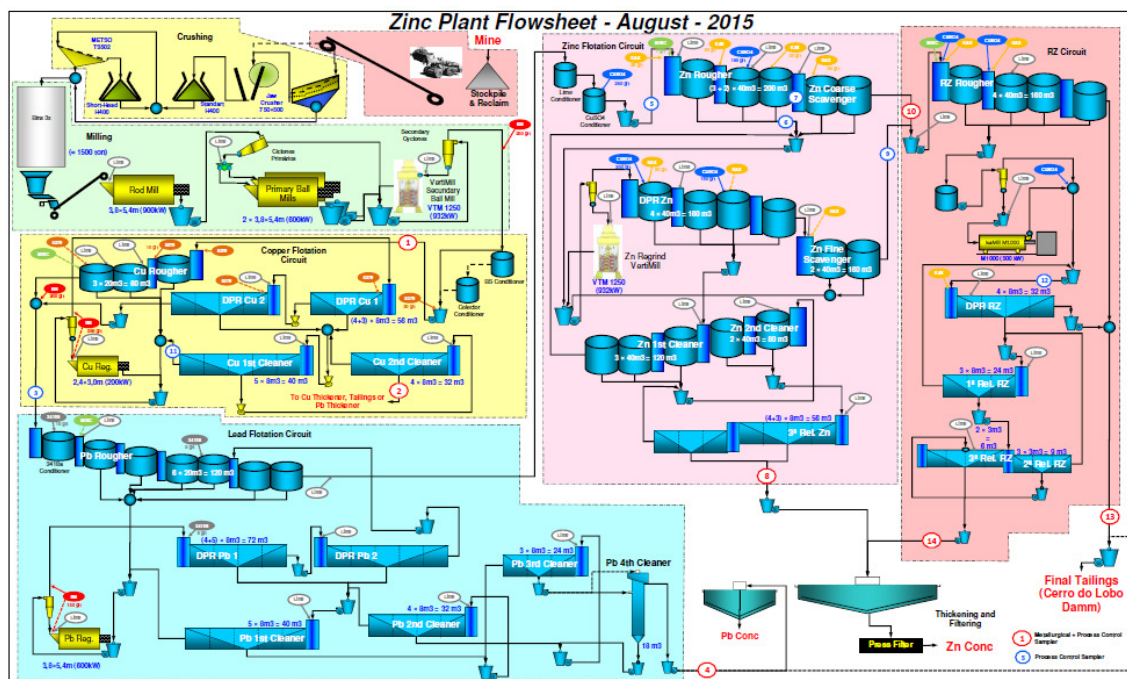


Figura 18 – Fluxograma da Lavaria do Zinco (SOMINCOR, 2015)

5.METODOLOGIA DE AMOSTRAGEM

5.1 Procedimento

As amostragens consistiram em séries de tomas de amostras, nos pontos críticos do circuito, de 30 em 30 minutos ao longo de 2 horas. Cada toma consiste num corte idealmente uniforme do fluxo a amostrar com o auxílio de um cortador e recolha para o recipiente do ponto a amostrar.

Depois da ronda de amostragens seguem-se várias etapas com vista à preparação de amostras, entre as quais:

- Pesagem das amostras recolhidas.
- Filtração das amostras.
- Pesagem das amostras secas.
- Divisão amostras, com vista à redução do tamanho das mesmas sem perda da sua representatividade, recorrendo ao divisor de *Jones*, até se atingirem amostras entre 1 e 2 kg.
- Crivagem a húmido a 0,063 mm ou a 0,180 mm das amostras reduzidas.
- Crivagem a seco, com os crivos existentes, dos supras resultantes da crivagem a húmido.
- Análise dos infras resultantes da crivagem a húmido com recurso ao *Ciclosizer* e/ou *Malvern* (granulómetro por difração laser).

5.2 Equipamentos

Para a fase de amostragens

- Baldes plásticos de 20 L
- Cortadores grandes (200 x 300 mm)
- Cortadores médios (150 x 200 mm)
- Cabos grandes (1800 mm)
- Cabos médios (900 mm)

Para a preparação de amostras

- Balanças
- Filtros
- Estufas
- Crivos
- *Ciclosizer*
- *Malvern*

5.3 Planeamento

De acordo com o tempo de estágio previsto e com as necessidades da empresa, foi dada primazia à Linha 1 da Moagem da Lavaria do Cobre e planeadas duas amostragens, separadas pelas fases de preparação de amostragens e de preparação de amostras.

5.3.1 Linha #1 – Lavaria do Cobre

Segue-se um diagrama com o circuito, uma tabela com a descrição dos pontos de amostragem, e uma apresentação fotográfica dos mesmos.

Tabela 5 – Descrição dos pontos de amostragem da Linha 1 da Lavaria do Cobre

Ponto de amostragem	Identificação do ponto de amostragem	Detalhes
1	Alimentação ao Moinho de Barras	Amostragem junto ao tapete de alimentação do Moinho de Barras
2	Descarga do Moinho de Barras	Amostragem pelo alçapão de descarga na SUMP (tanque recebedor junto à descarga do Moinho Primário)
3	Descarga do Moinho Primário	Amostragem pela porta à frente do Moinho Primário
4	Alimentação aos Ciclones Primários	Amostragem num ciclone suplente, abrindo-o suficientemente para que o fluxo passe apenas pelo <i>Underflow</i>
5	<i>Underflow</i> dos Ciclones Primários	Amostragem pelo <i>apex</i> dos Ciclones Primários
6	<i>Overflow</i> dos Ciclones Primários	Amostragem pelo <i>vortex</i> dos Ciclones Primários
7	Descarga do Moinho Secundário	Amostragem pela porta à frente do Moinho Secundário
8	Alimentação aos Ciclones Secundários	Amostragem num ciclone suplente, abrindo-o suficientemente para que o fluxo passe apenas pelo <i>Underflow</i>
9	<i>Underflow</i> dos Ciclones Secundários	Amostragem pelo <i>vortex</i> dos Ciclones Secundários
10	<i>Overflow</i> dos Ciclones Secundários	Amostragem do fluxo de alimentação às células de Arejamento da Flutuação

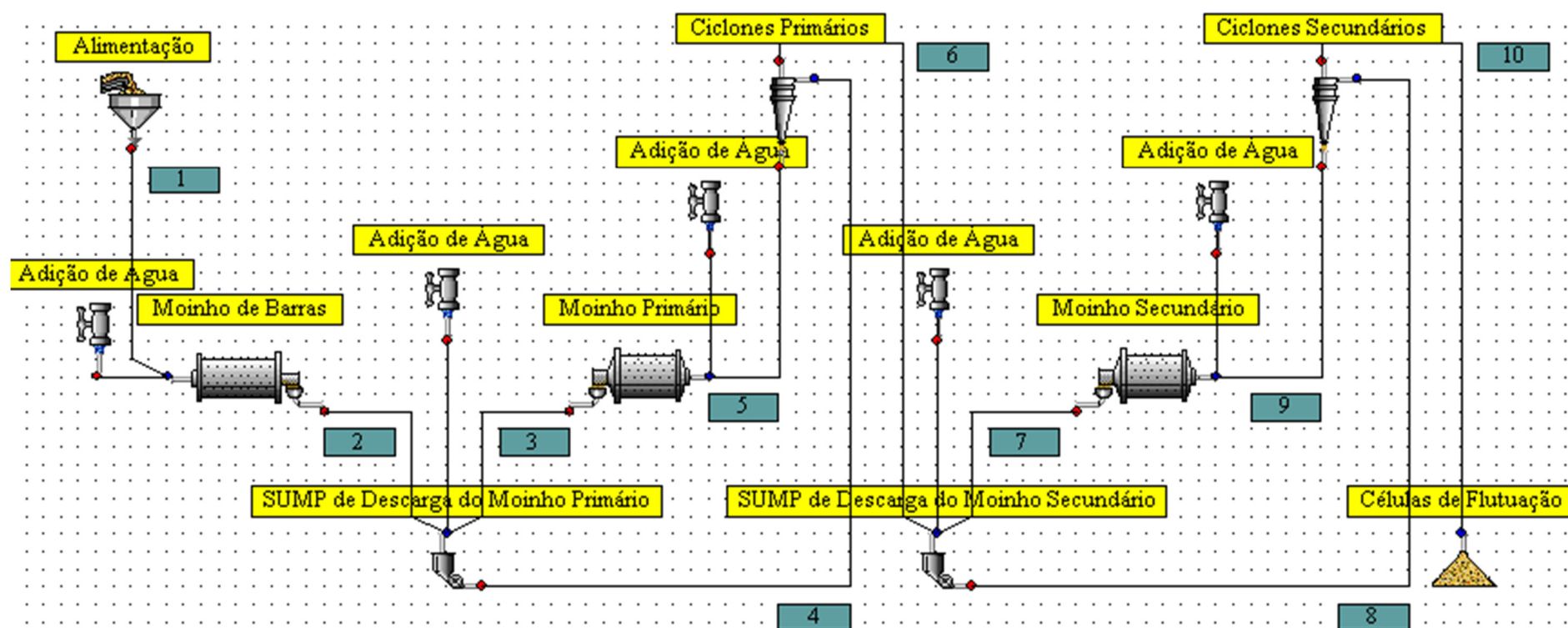


Figura 19 – Circuito da Linha #1 da Lavaria de Cobre

1 – Alimentação



Figura 20 – Ponto de Amostragem 1: Alimentação ao Moinho de Barras (SOMINCOR, 2015)

2 – Descarga do Moinho de Barras



Figura 21 – Ponto de Amostragem 2: Descarga do Moinho de Barras (SOMINCOR, 2015)

3 – Descarga do Moinho Primário



Figura 22 – Ponto de Amostragem 3 - Descarga do Moinho Primário (SOMINCOR, 2015)

4 & 5 – Alimentação & Underflow dos Ciclones Primários



Figura 23 – Pontos de Amostragem 5 & 6: Alimentação & Underflow dos Ciclones Primários (SOMINCOR, 2015)

6 – Overflow dos Ciclones Primários



Figura 24 – Ponto de Amostragem 6: Overflow dos Ciclones Primários (SOMINCOR, 2015)

7 – Descarga do Moinho Secundário



Figura 25 – Ponto de Amostragem 7: Descarga do Moinho Secundário (SOMINCOR, 2015)

8 & 9 – Alimentação & Underflow dos Ciclones Secundários



Figura 26 – Pontos de Amostragem 8 & 9: Alimentação e Underflow dos Ciclones Secundários (SOMINCOR, 2015)

10 – Overflow dos Ciclones Secundários



Figura 27 – Ponto de Amostragem 10: Overflow dos Ciclones Secundários (SOMINCOR, 2015)

5.4 Avaliação de Riscos

Por motivos de segurança e higiene no trabalho, e de acordo com a política de prevenção necessária em todos os trabalhos na SOMINCOR foi ainda efetuada uma Avaliação de Riscos, para os trabalhos de amostragem e preparação de amostras. A tabela encontra-se no Anexo: IV.

6. ANÁLISE GRANULOMÉTRICA

6.1 Apresentação dos resultados

6.1.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre (09042015)

A análise granulométrica à primeira amostragem foi efetuada com recurso a crivagem a seco acima de 0,063 mm, e recorrendo tanto ao *Malvern* como ao *Ciclosizer* para calibres inferiores. Seguem-se as curvas granulométricas dos 10 pontos amostrados (com *Ciclosizer*), a tabela com os resultados referentes encontra-se em Anexo I.



Figura 28 – Curvas granulométricas do Moinho de Barras (09042015)

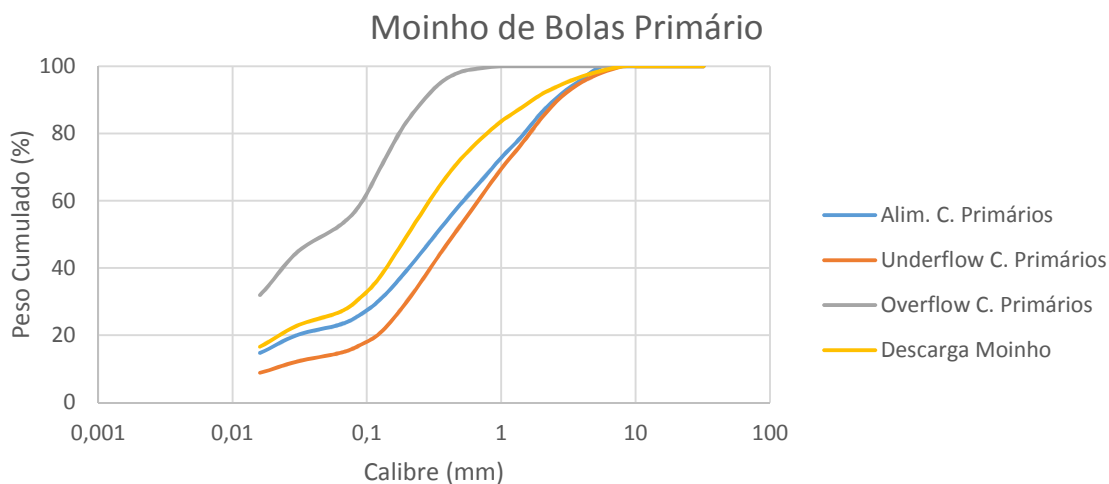


Figura 29 – Curvas granulométricas do estágio do Moinho de Bolas Primário (09042015)

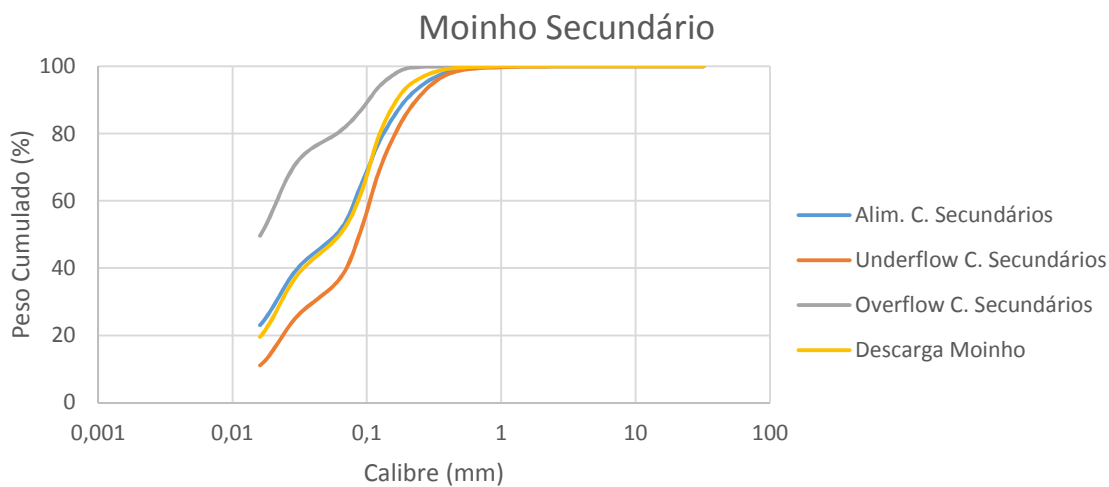


Figura 30 – Curvas granulométricas do estágio do Moinho de Bolas Secundário (09042015)

Como mencionado anteriormente, nesta amostragem o infra 63 μm foi analisado tanto com recurso ao *Malvern* como com recurso ao *Ciclosizer*. Segue-se a comparação entre ambos os métodos nos pontos amostrados.

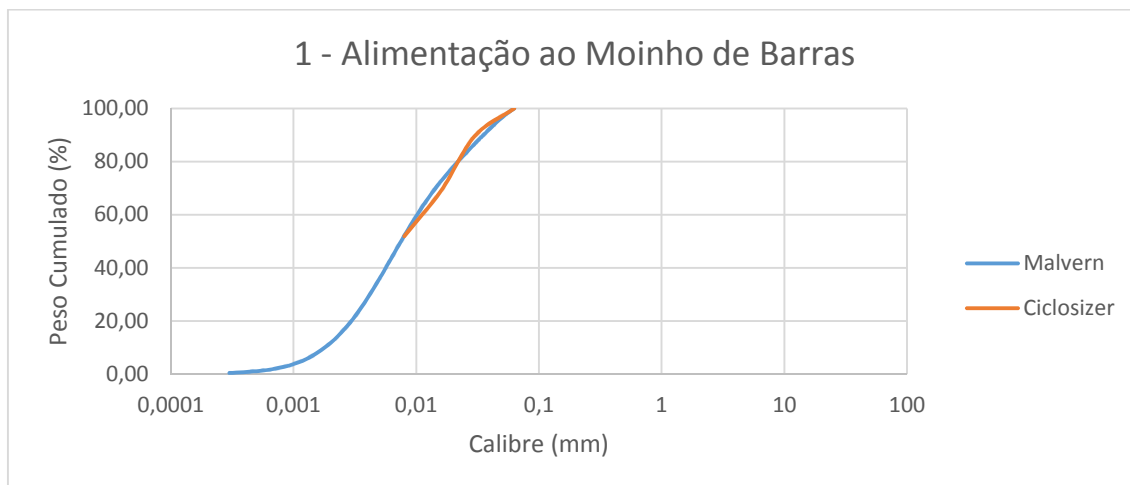


Figura 31 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 1 (09042015)

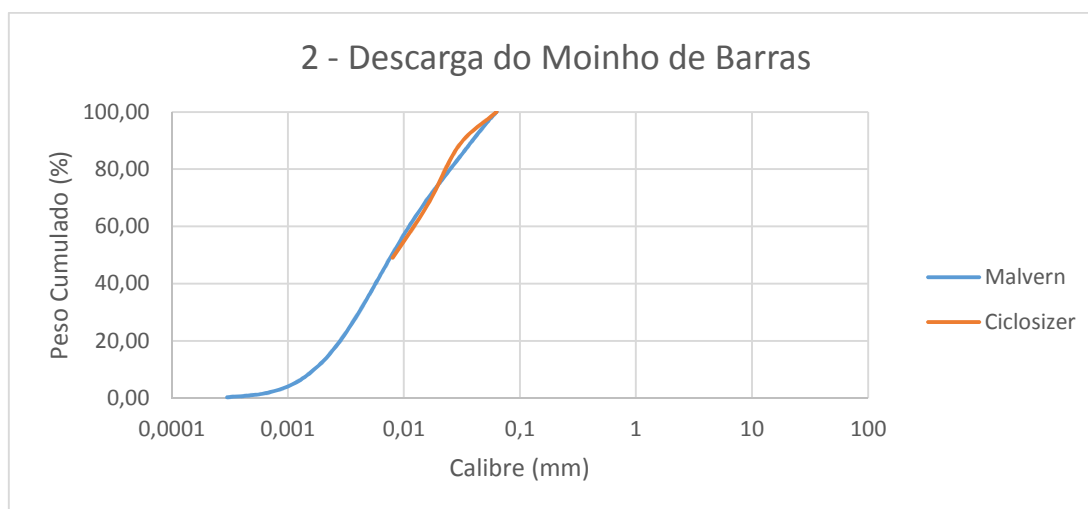


Figura 32 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 2 (09042015)

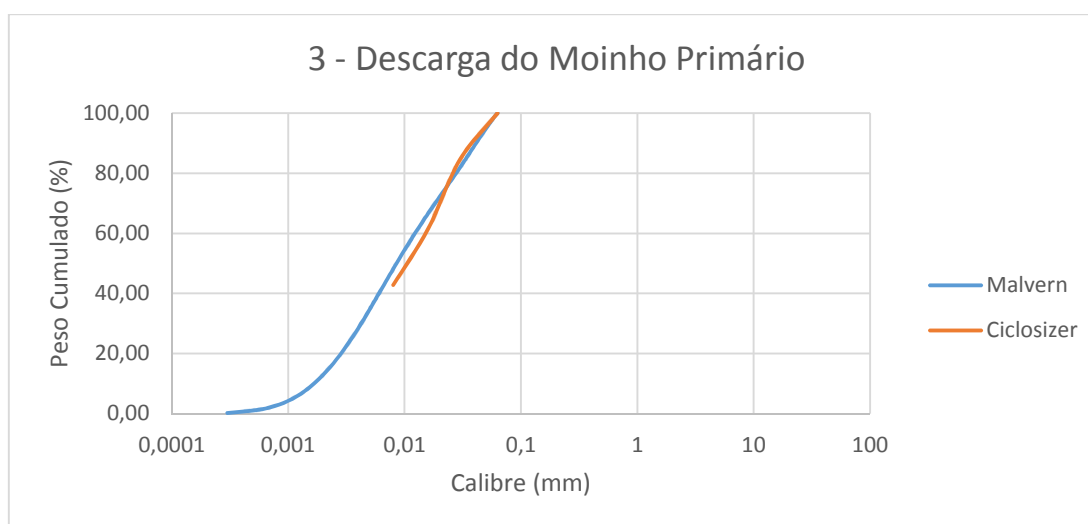


Figura 33 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 3 (09042015)

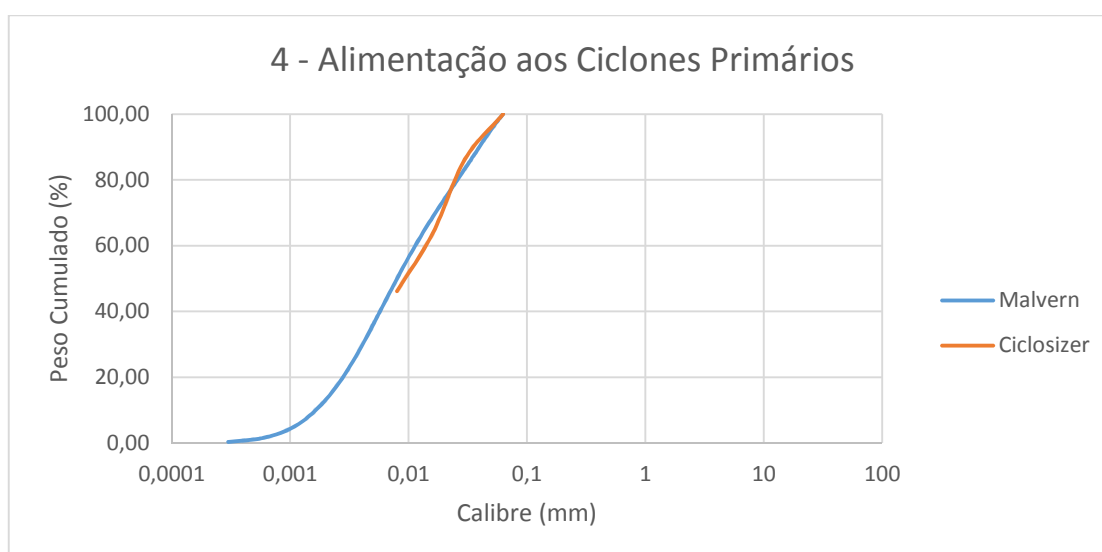


Figura 34 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 4 (09042015)

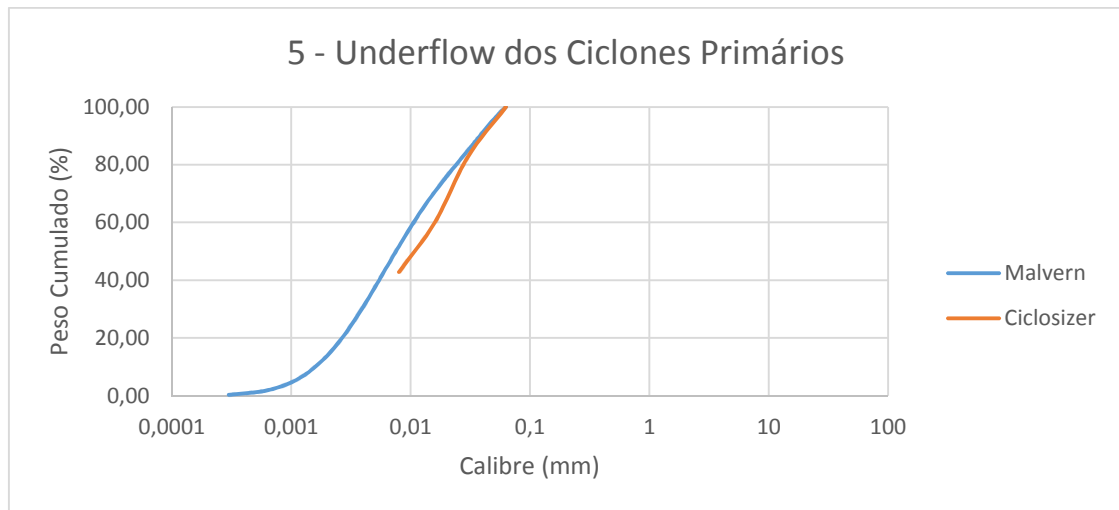


Figura 35 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 5 (09042015)

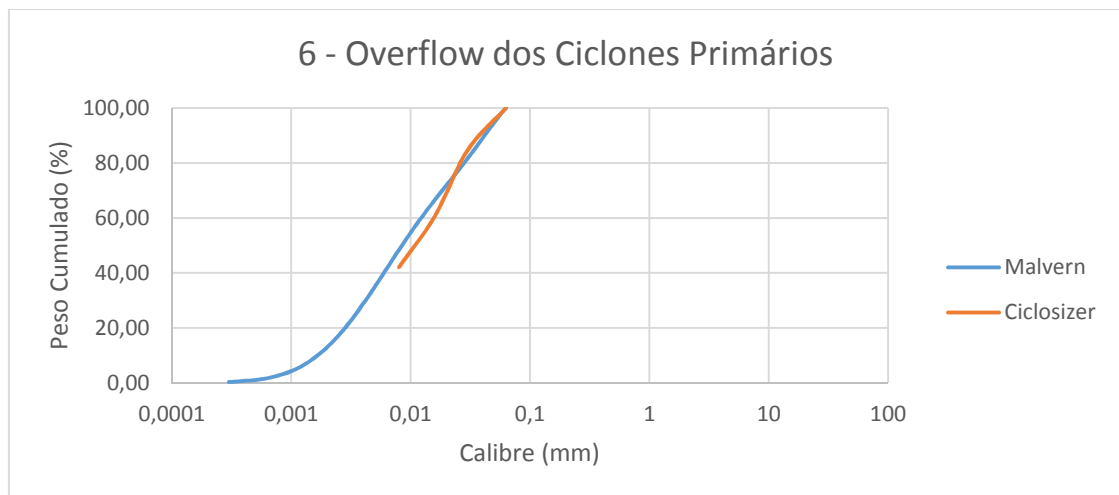


Figura 36 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 6 (09042015)

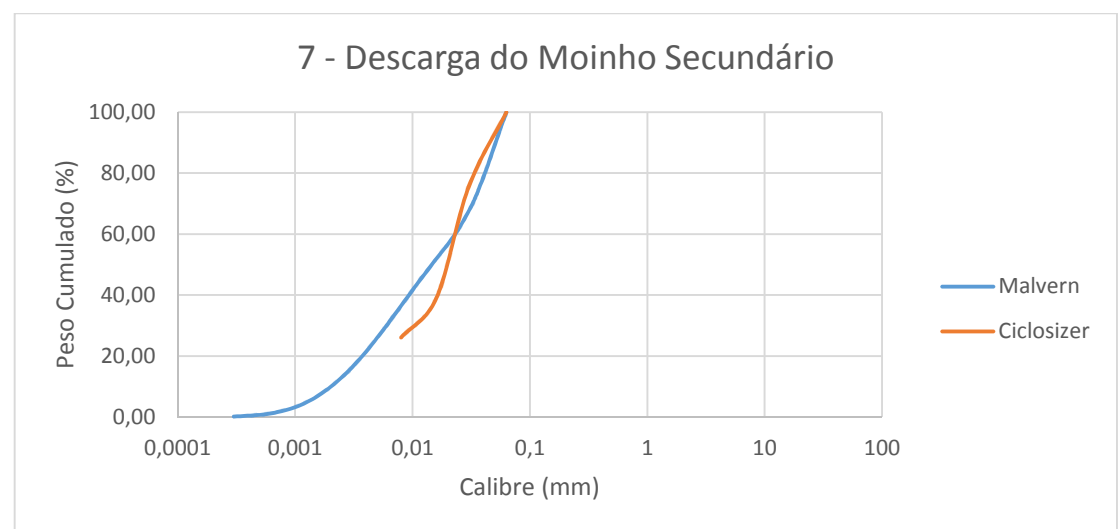


Figura 37 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 7 (09042015)

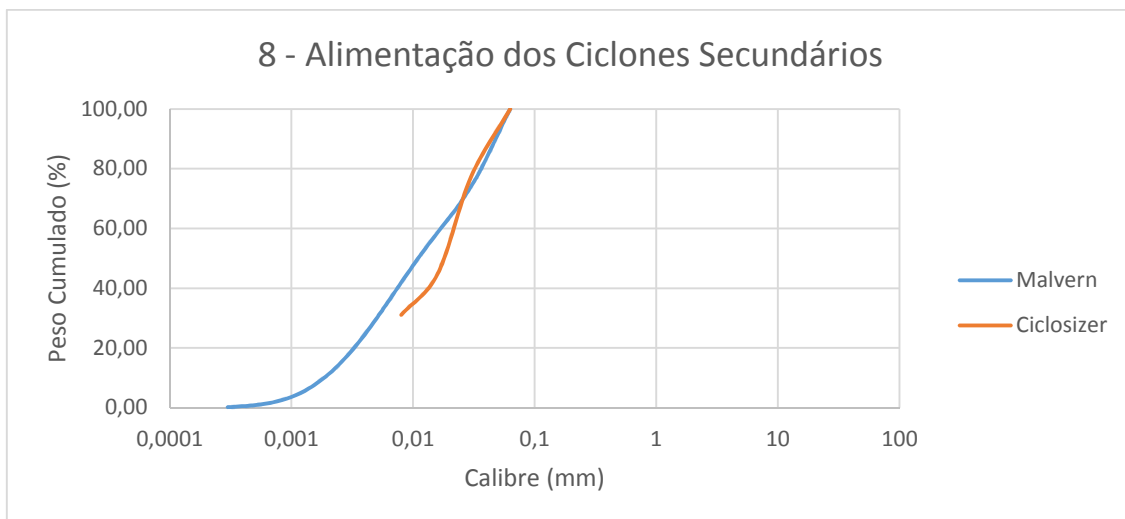


Figura 38 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 8 (09042015)

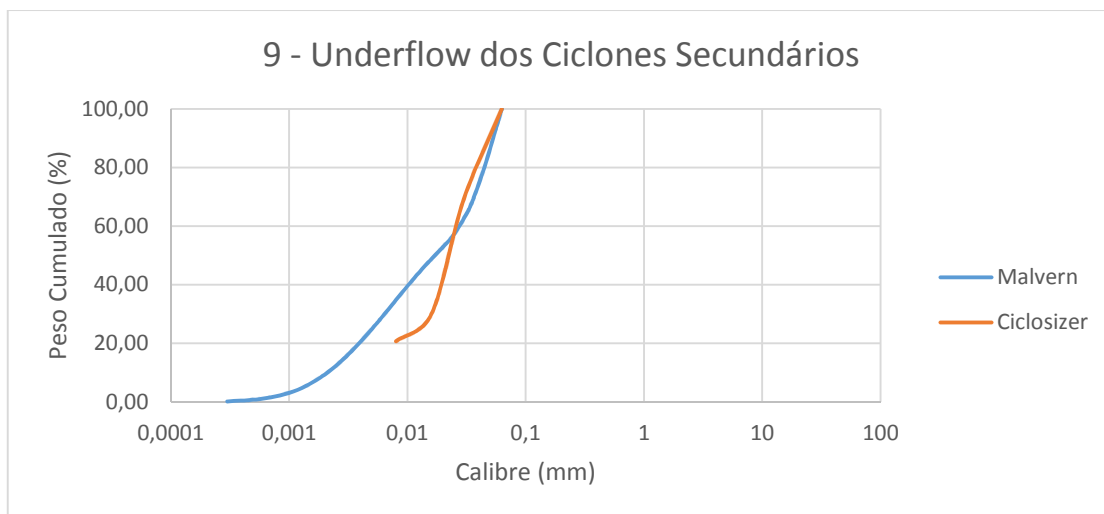


Figura 39 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 9 (09042015)

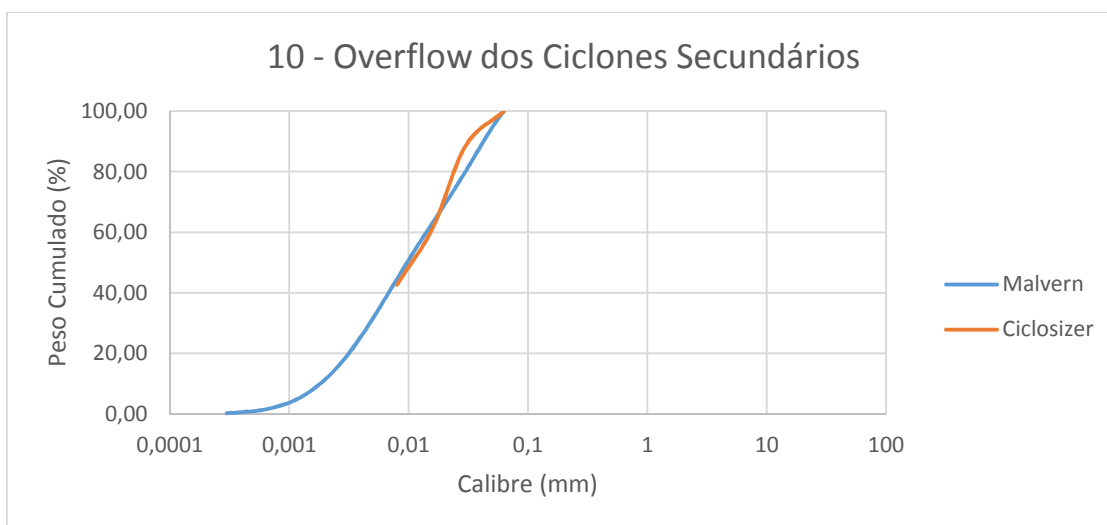


Figura 40 – Malvern vs. Ciclosizer no Ponto 10 (09042015)

Após a comparação das curvas granulométricas inferiores a 63 μm , pode concluir-se que existem diferenças entre curvas. No entanto, em termos de d80, o desempenho do *Malvern* é semelhante ao *Ciclosizer*, ou seja para o controlo dos compósitos diários o *Malvern* cumpre o seu objetivo.

Após o término da análise à primeira amostragem começou a preparar-se uma segunda amostragem, de modo a confirmar os resultados iniciais. No entanto foi decidido efetuar algumas mudanças na metodologia de amostragem. Face aos resultados semelhantes de d80s entre o *Malvern* e o *Ciclosizer*, e de forma a encurtar o tempo de preparação de amostras, foi decidido retirar a realização de *Ciclosizer* ao infra das crivagens.

Para além disto, foi também decidido mudar o calibre da crivagem a húmido de 63 para 180 μm , de modo a distanciar o calibre da crivagem a húmido do calibre objetivo da moagem e assim minimizar o impacto de possíveis erros na preparação de amostras.

6.1.2 Segunda Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre (13052015)

Esta segunda amostragem, apesar de assentar em pressupostos da preparação de amostras ligeiramente diferentes da primeira, teve como objetivo a comparação com a primeira de modo a confirmar a veracidade dos seus resultados, assim como o balanço de massas do circuito no simulador *JKSimMet*. Seguem-se gráficos de comparação entre as duas amostragens fluxo a fluxo.

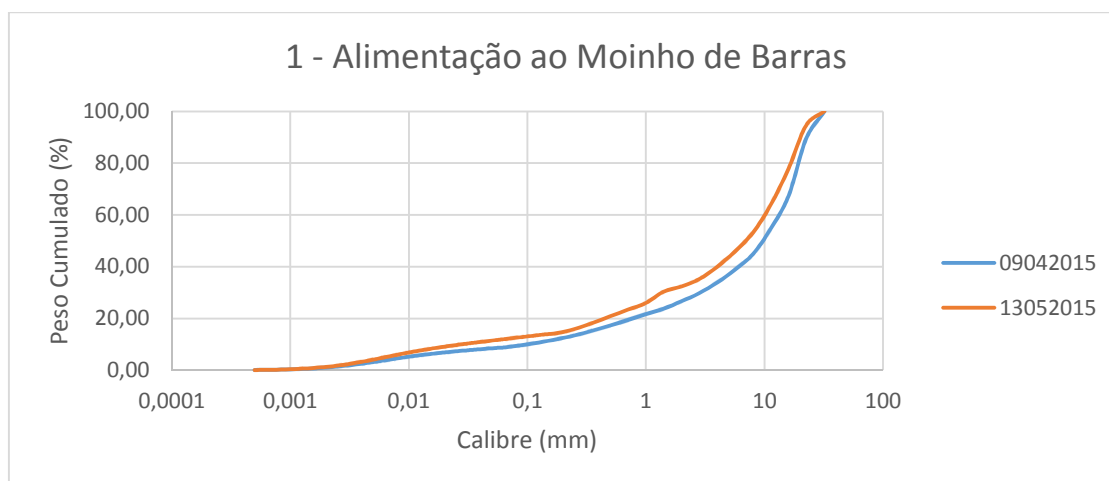


Figura 41 – Comparação dos resultados da Alimentação ao Moinho de Barras

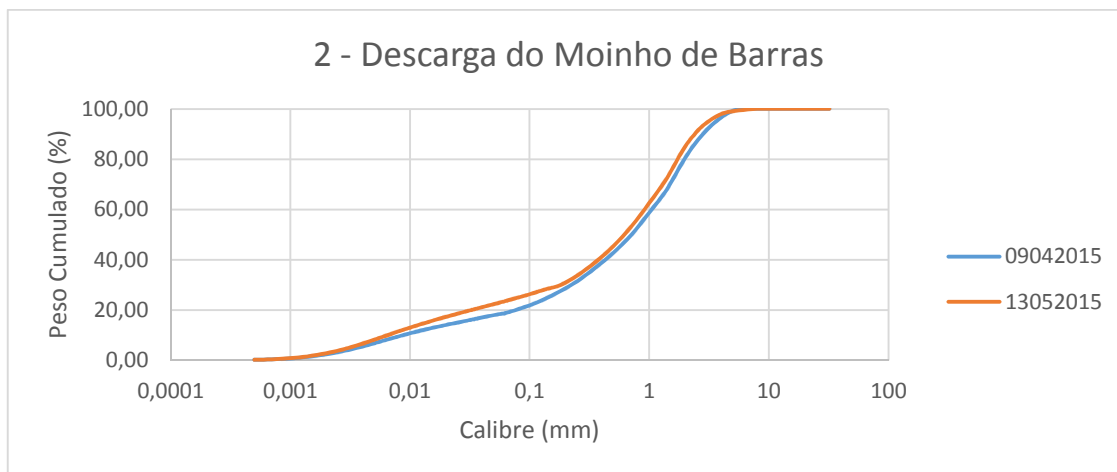


Figura 42 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho de Barras

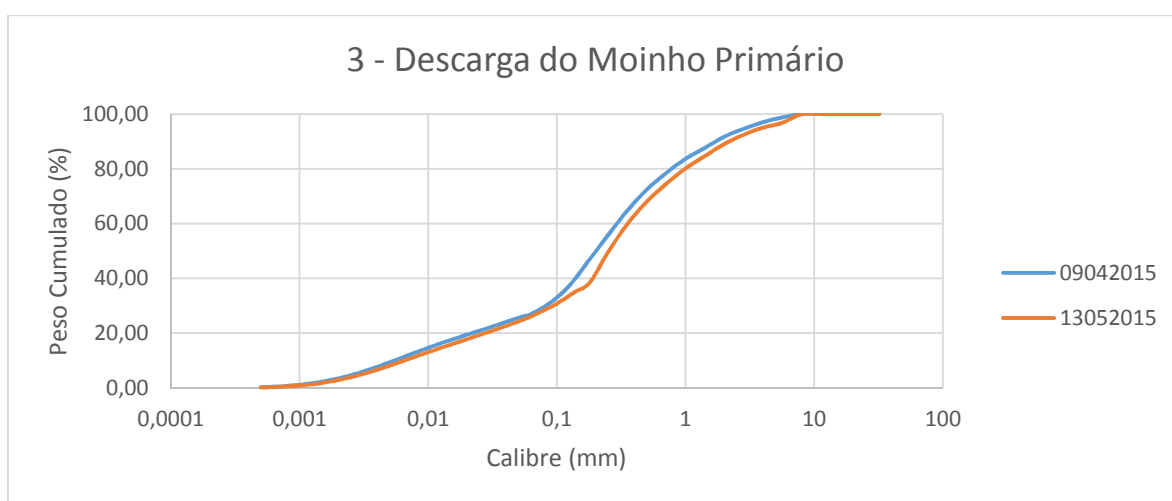


Figura 43 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho Primário

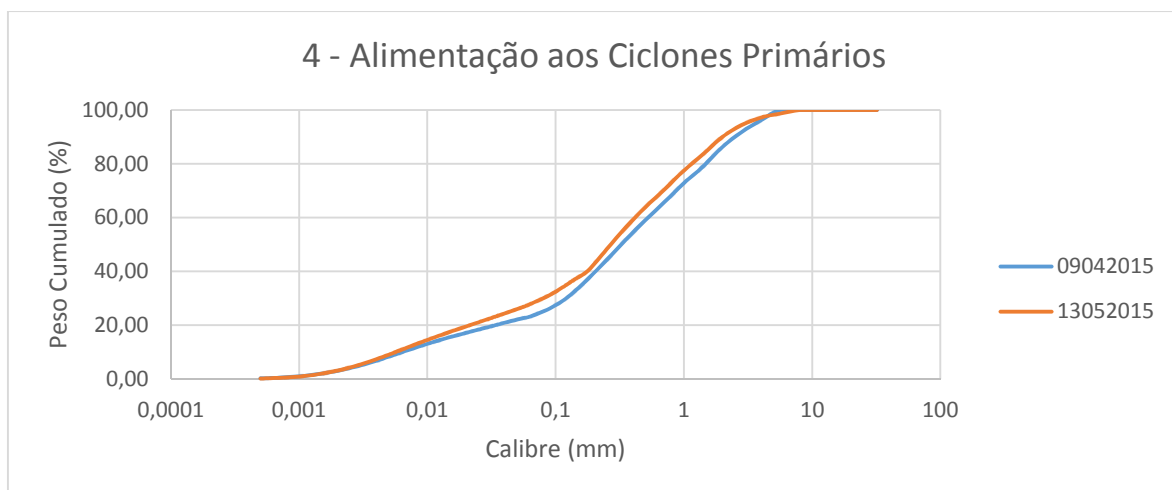


Figura 44 – Comparação dos resultados da Alimentação aos Ciclones Primários

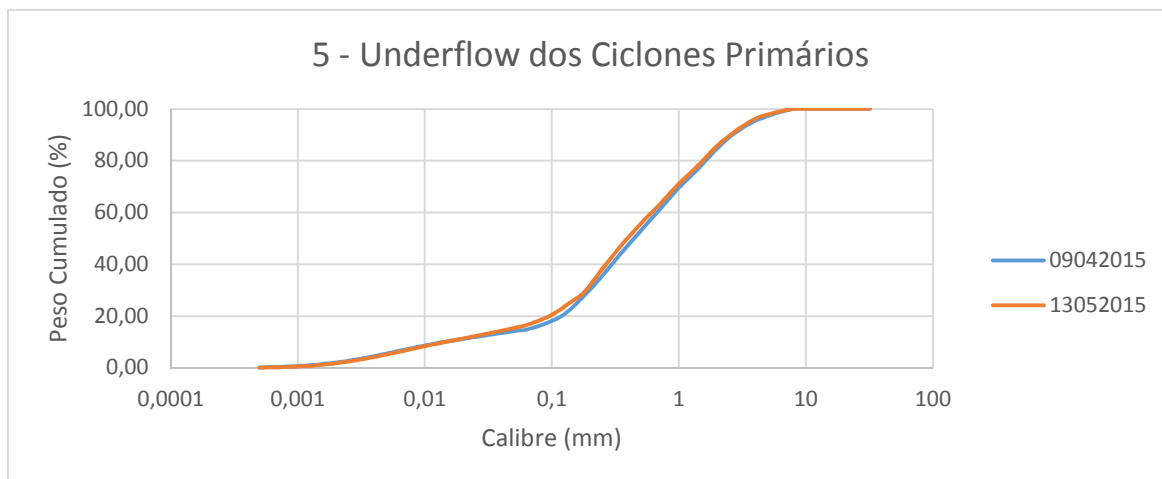


Figura 45 – Comparação dos resultados do Underflow dos Ciclones Primários

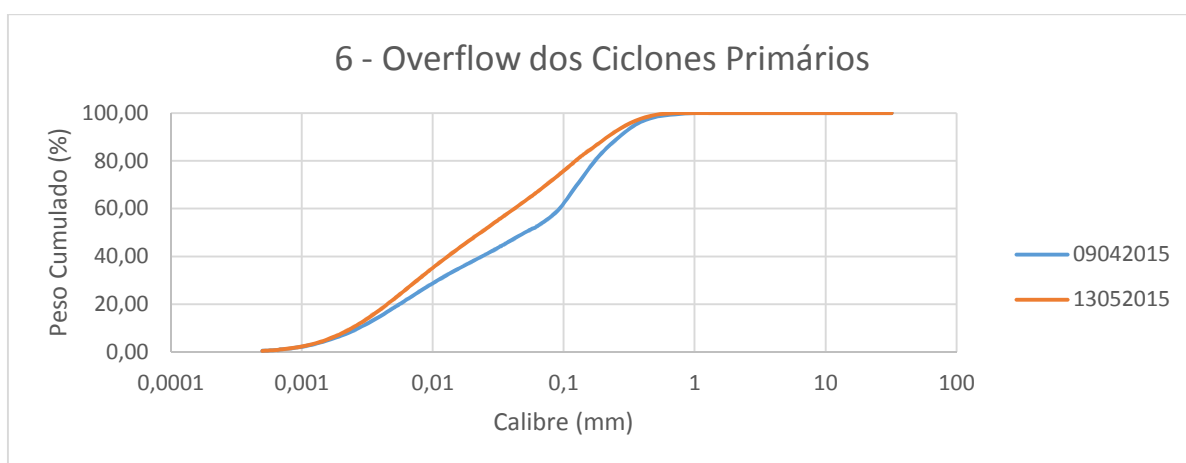


Figura 46 – Comparação dos resultados do Overflow dos Ciclones Primários

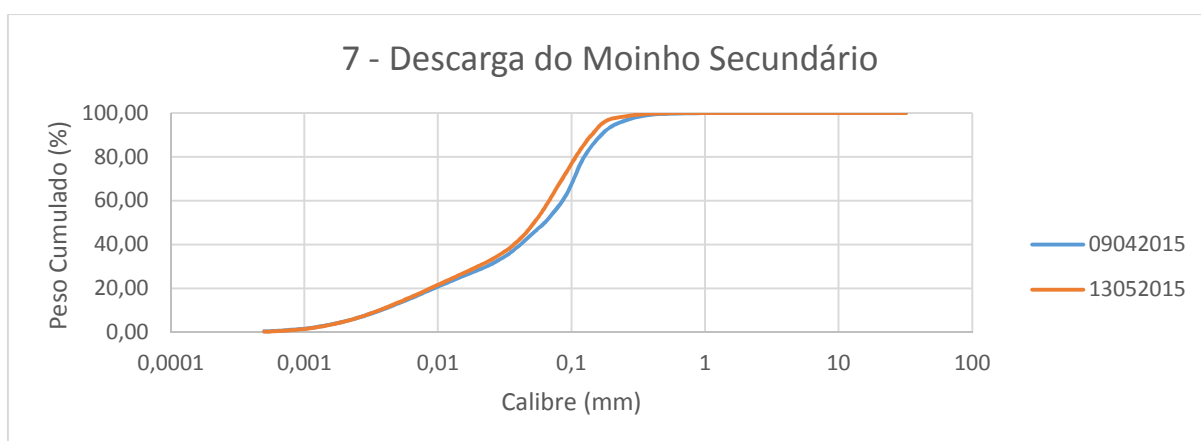


Figura 47 – Comparação dos resultados da Descarga do Moinho Secundário

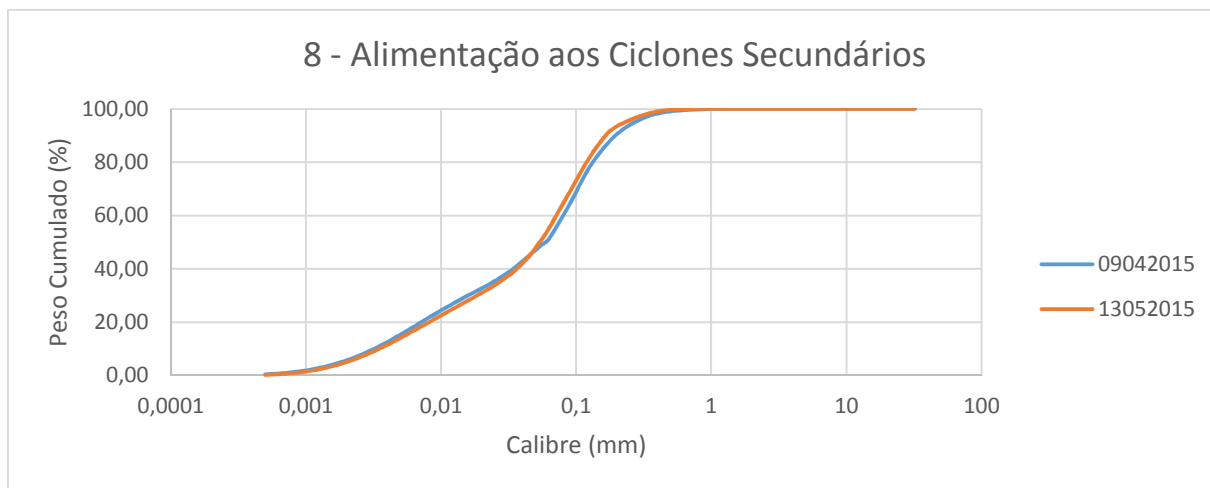


Figura 48 – Comparação dos resultados da Alimentação aos Ciclones Secundários

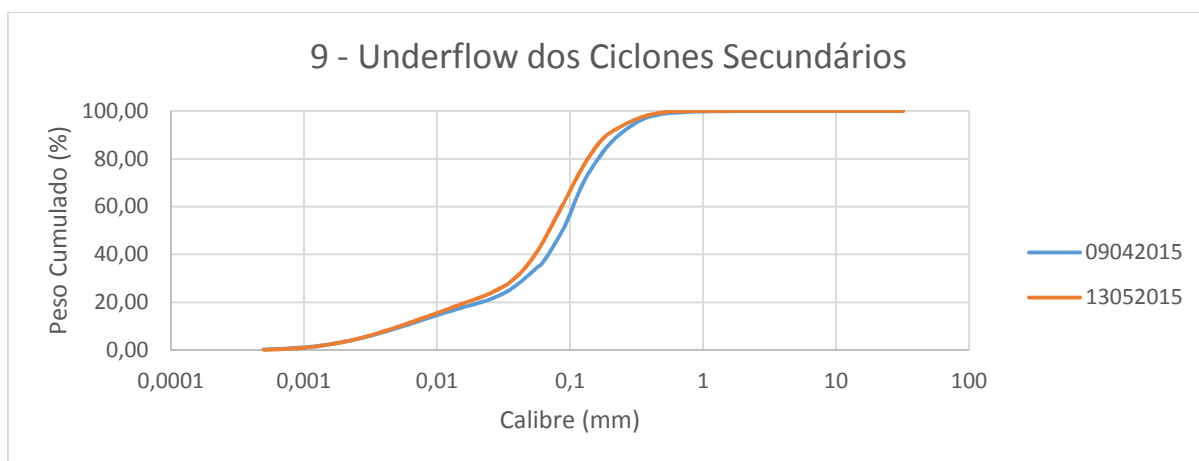


Figura 49 – Comparação dos resultados do Underflow dos Ciclones Secundários

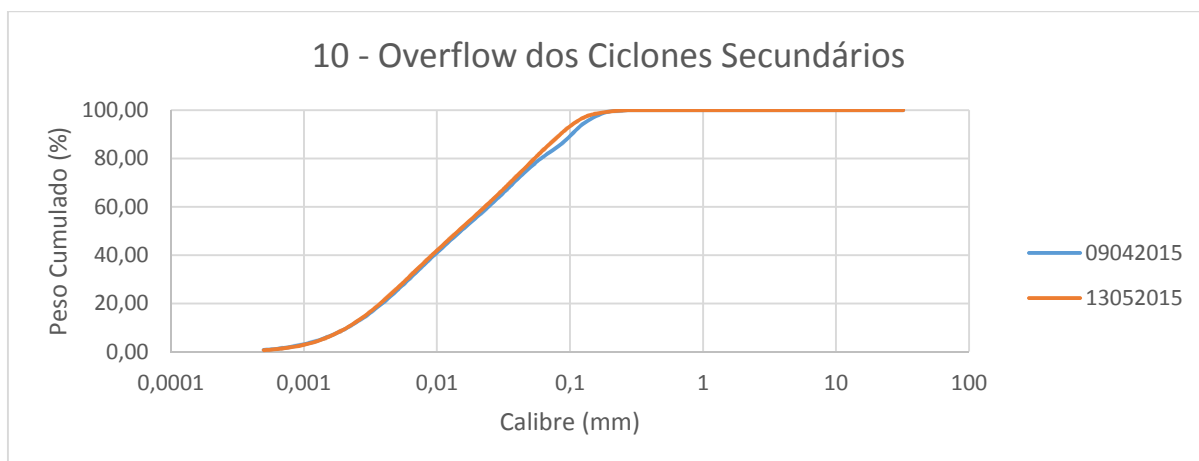


Figura 50 – Comparação dos resultados do Overflow dos Ciclones Secundários

Dadas as pequenas diferenças entre os resultados de ambas as amostragens, podemos confirmar a veracidade dos resultados da primeira amostragem.

Importa agora comparar as condições do circuito entre ambos os períodos de amostragem, a informação recolhida segue resumida na tabela seguinte.

Tabela 6 – Informação recolhida no sistema informático da sala de controlo da Lavaria do Cobre durante os períodos de amostragem

TAGs	Descrição	09042015	13052015	Unidades
JI-3841	Potência do Moinho de Barras	732,177	729,162	(kW)
JI-3842	Potência do Moinho Primário	1602,786	1575,571	(kW)
JI-3843	Potência Moinho Secundário	1587,381	1572,985	(kW)
PI-3301	Pressão dos Ciclones Primários	0,665	0,880	(bar)
PI-3302	Pressão dos Ciclones Secundários	1,618	1,886	(bar)
FI-4170	Caudal de Alimentação aos Ciclones Primários	629,733	493,184	(m³/h)
WIC-3601	Tonelagem da Alimentação ao Moinho de Barras	246,944	235,655	(ton)
SI-3203	Velocidade da Bomba de Alimentação aos Ciclones Secundários	43,249	45,272	(m/s)
LI-3202	Nível SUMP dos Ciclones Primários	9,654	11,843	(%)
LIC-3203	Nível SUMP dos Ciclones Secundários	45,003	45,134	(%)
FIC-3101	Caudal de Adição de Água na Alimentação do Moinho de Barras	47,988	45,000	(m³/h)
FIC-3102	Caudal de Adição de Água na Descarga do Moinho de Barras	44,328	37,787	(m³/h)
FI-4202	Caudal de Adição de Água no <i>Underflow</i> dos Ciclones Primários	---	21,567	(m³/h)
FI-4201	Caudal de Adição de Água no <i>Underflow</i> dos Ciclones Secundários	19,159	15,789	(m³/h)
FIC-3103	Caudal de Adição de Água na Alimentação dos Ciclones Secundários	171,471	159,754	(m³/h)
---	Número de Ciclones Primários em utilização	4	3	---
---	Número de Ciclones Secundários em utilização	14	14	---

As condições são no geral semelhantes. Apenas de notar um aumento da pressão média dos ciclones primários e secundários na segunda amostragem, assim como uma diminuição do caudal de alimentação aos ciclones primários.

É também de notar que a alimentação ao circuito na segunda amostragem é inferior em cerca de 11 ton/h, pelo que é de esperar que os d80s dos vários pontos de amostragem sejam inferiores aos calculados para a primeira amostragem. Isto é, a menor tonelagem na alimentação leva a que o material permaneça mais tempo nos moinhos e por consequência sofra mais fragmentação. No entanto, a diminuição na alimentação leva também a uma ligeira diminuição da potência dos moinhos, o que poderia levar a uma minimização do efeito da diminuição dos d80s mas como as diferenças são tão pequenas em termos de potências podem considerar-se como condições idênticas.

A queda da alimentação faz-se também notar, como é óbvio, nas adições de água que também são um pouco inferior no dia 13 de Maio. Segue-se nova tabela com o resumo das percentagens de sólidos em peso (% Sp) e os d80's obtidos para cada fluxo.

Tabela 7 – Resultados da %Sp e d80 para cada fluxo em ambas as amostragens

Ponto	09042015				13052015			
	Peso Húmido (g)	Peso Seco (g)	% Sp	d80 (mm)	Peso Húmido (g)	Peso Seco (g)	% Sp	d80 (mm)
1	8490,7	8108,9	95,5%	19,076	8870,0	8395,0	94,6%	16,522
2	7018,2	5440,5	77,5%	1,966	5620,0	4374,2	77,8%	1,717
3	9638,9	7215,6	74,9%	0,780	5020,0	4075,5	81,2%	0,990
4	5715,9	4001,4	70,0%	1,471	9220,0	6947,3	75,4%	1,116
5	14506,8	11513,0	79,4%	1,615	9620,0	8198,5	85,2%	1,534
6	12156,8	6636,8	54,6%	0,174	13420,0	7149,8	53,3%	0,123
7	10156,8	7576,7	74,6%	0,125	7520,0	5384,9	71,6%	0,108
8	5073,3	2968,3	58,5%	0,133	5620,0	3396,8	60,4%	0,120
9	17956,8	13730,1	76,5%	0,164	23590,0	17931,8	76,0%	0,136
10	6440,0	2585,6	40,1%	0,060	3820,0	1574,9	41,2%	0,054

Como seria de esperar, a maioria dos d80s são inferiores na segunda amostragem, exceto o fluxo 3 (descarga do moinho primário). Este aumento de d80 pode ser explicado pelo facto de a pressão nos ciclones primários ser bastante superior na segunda amostragem, no entanto este tópico pode ser melhor explicado com recurso aos balanços de massa (capítulo seguinte).

Este facto leva à diminuição da relação de redução do moinho primário na segunda amostragem, enquanto os outros moinhos apresentam relações de redução semelhantes como se pode observar na tabela seguinte.

Tabela 8 – Relações de redução registadas em ambas as amostragens

Relações de Redução	09042015	13052015
Moinho de Barras	9,70	9,62
Moinho Primário	2,07	1,55
Moinho Secundário	1,31	1,26

O moinho de barras e de bolas secundário tiveram performances semelhantes em termos de redução de calibres em ambas as amostragens, ao contrário do moinho primário. Pelas relações de redução registadas os moinhos parecem estar a ser subaproveitados como será confirmado pelas cargas circulantes (capítulo 8.2.3).

Importa agora olhar para o fluxo nº10 (*Overflow* dos Ciclones Secundários) e que vai alimentar as células de arejamento (início da flutuação). Este apresenta apenas valores residuais de partículas acima de 150 μm (o que é de evitar, pois as partículas acima de certo calibre tornam-se impossíveis de flutuar). No entanto grande parte do fluxo (cerca de 40%) são ultrafinos ($< 10 \mu\text{m}$), o que também dificulta a flutuação e por consequência a recuperação de cobre.

6.2 Conclusões das análises granulométricas

Os resultados das amostragens são semelhantes, o que permite usar os resultados da primeira amostragem nas fases seguintes do projeto. Estes dados são mais robustos e completos para tal, devido ao uso do *Ciclosizer* na fração abaixo de 63 μm , o que para além de evitar possíveis erros gerados pelo método de aferição usado no *Malvern*, também possibilita uma análise de teores por calibres (capítulo seguinte).

Em termos gerais, uma flutuação deve ser alimentada por um fluxo entre 10 μm e alguns milímetros, de acordo com a densidade do mineral pois quanto maior esta é, menor o calibre máximo fluotável, e vice-versa (Durão *et al.*, 2002).

Por isso, e analisando o fluxo que vai alimentar a flutuação, o *Overflow* dos Ciclones Secundários apresenta apenas valores residuais da fração mais grosseira (acima de cerca de 150 μm – calibre a partir do qual se estima que a flutuação começa a ficar comprometida), mas apresenta uma grande parte de ultrafinos, fração que tradicionalmente dificulta a flutuação das partículas (Durão *et al.*, 2002) e por consequência aumenta a carga circulante em torno dos circuitos de flutuação.

Alguns dos pontos de amostragem necessitam de melhorias de forma a garantir-se uma melhor representatividade das suas amostras.

- Alimentação ao circuito – é necessário um tipo de cortador que permita amostrar de uma só vez todo o fluxo
- *Underflow* dos Ciclones Primários – é necessária a construção de uma plataforma de segurança que permite a amostragem em condições de segurança de todos os ciclones em funcionamento (apenas foi amostrado um)
- *Underflow* dos Ciclones Secundários – é preciso ter-se em atenção quais os ciclones estão a trabalhar pois, durante ambas as amostragens, dois dos ciclones em funcionamento não têm espaço entre o seu *underflow* e o tanque que recebe o fluxo para serem amostrados. Sugere-se que antes da amostragem se verifique quais estão a trabalhar e se proceda à sua substituição caso algum esteja a trabalhar.

Para além disto, sugere-se também que nas próximas amostragens se proceda à toma de amostras em todos os pontos do circuito deixando as alimentações ao circuito e aos ciclones para o fim de forma a minimizar instabilidades no circuito. Assim dever-se-á amostrar os restantes pontos primeiro, seguido da alimentação dos ciclones secundários, depois a alimentação aos ciclones primários e só final a alimentação ao circuito. Desta forma garante-se a minimização das instabilidades criadas.

7. ANÁLISE QUÍMICA

7.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaría do Cobre

Recorrendo às amostras recolhidas através do *Ciclosizer* foi possível enviar para análise química, um conjunto de 5 amostras por fluxo de forma a poder-se efetuar uma análise de teores por calibres.

Como fluxos a analisar foram escolhidos as descargas dos moinhos e os *Overflows* das duas baterias de ciclones, perfazendo um total de 5 fluxos. Em cada um destes fluxos, foram enviadas 5 amostras, amostras essas referentes a:

- Compósito de granulometrias acima de 63 μm (designado como S63)
- Compósito de granulometrias abaixo de 63 μm (designado como I63)
- C1 recolhido do *Ciclosizer* (com calibre compreendidos entre 63 e 30 μm)
- C2+C3 recolhidos do *Ciclosizer* (entre 30 e 16 μm)
- C4+C5 recolhidos do *Ciclosizer* (entre 16 e 8 μm)

Através da diferença entre a massa que entra e que sai e dos teores conhecidos para C1, C2+C3, e C4+C5, é possível calcular o teor para -C5 (fração que sai pela descarga do *Ciclosizer* e que não é recuperável – estima-se que seja inferior a 8 μm). Segue uma tabela com os resultados dos teores de Cobre por calibre para os fluxos mencionados anteriormente.

Tabela 9 – Teores de Cobre por calibres em 5 dos fluxos amostrados (*calculado por diferença)

Descrição	Teores de Cobre (%)				
	2 - Desc. M. Barras	3- Desc. M. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	10 - OF. C. Sec.
S63	2,20	2,33	1,91	2,46	0,64
I63	2,31	2,51	2,45	2,37	2,47
C1	3,68	3,14	3,14	2,20	3,28
C2+C3	2,74	2,56	2,56	2,57	2,40
C4+C5	2,78	2,73	2,78	2,59	2,57
-C5*	1,63	2,16	1,99	2,14	2,25

Através da percentagem que cada fração granulométrica representa em cada fluxo e a respetiva tonalagem por hora, é possível estimar-se as toneladas de Cobre metal em cada calibre destes fluxos. Então, e usando isso, seguem alguns gráficos que mostram a evolução da distribuição do Cobre metal desde que sai do moinho de barras até que alimenta a flutuação.

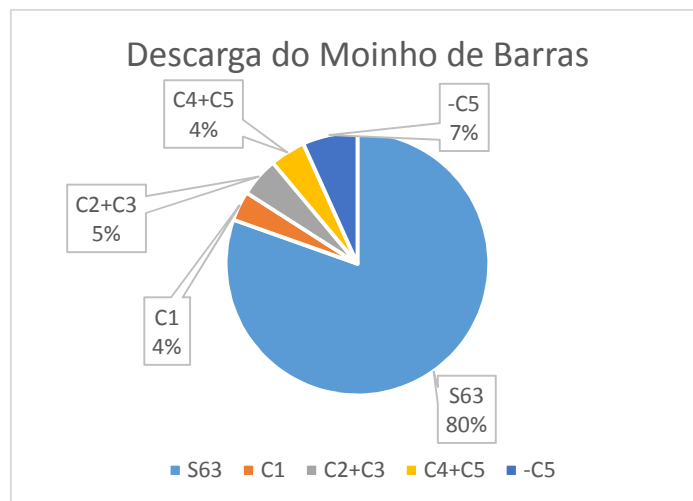


Figura 51 – Distribuição de Cobre metal por calibres na Descarga do Moinho de Barras

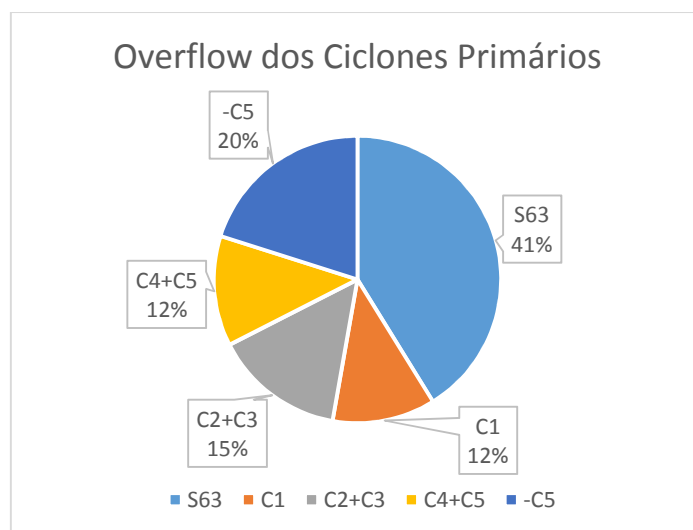


Figura 52 – Distribuição de Cobre metal por calibres na descarga do circuito de moagem primário

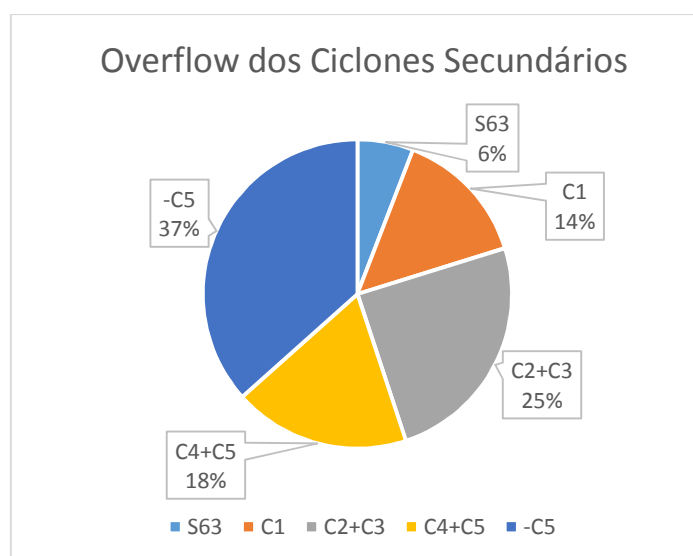


Figura 53 – Distribuição de Cobre metal por calibres na descarga do circuito de moagem secundário

7.2 Conclusões

Através da análise dos gráficos anteriores pode concluir-se que grande parte do Cobre metal presente na alimentação, sai ainda do moinho de barras acima de 63 μm , o que justifica a necessidade de mais estágios de moagem.

Já à saída dos Ciclones Primários, o Cobre encontra-se mais distribuído por todos os calibres. No entanto ainda existe 40% de Cobre em S63. Na descarga do estágio seguinte, o *Overflow* dos Ciclones Secundários, apenas 6% de Cobre está em S63, no entanto existe uma grande parte em -C5. Este facto é também de evitar, conforme foi mencionado atrás, pois cerca de 40% de Cobre sai da moagem já em granulometria ultrafina.

Resumindo, como é possível concluir através do gráfico que se segue a moagem está a cumprir em termos globais o seu propósito, isto é passar o Cobre existente em partículas grosseiras para partículas suficientemente finas para que possam ser separadas. Todavia, pode também concluir-se que existe “sobremoagem” (*overgrinding*) devido aos 40% de Cobre na fração ultrafina do fluxo que alimenta a flutuação.

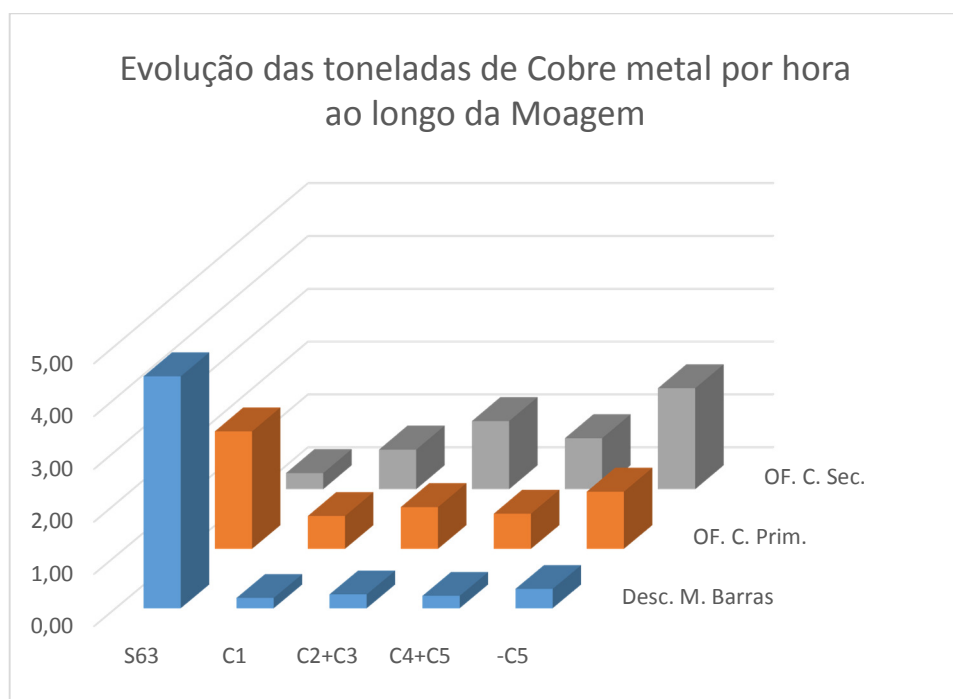


Figura 54 – Evolução do Cobre metal até à flutuação

8.MODELAÇÃO

Este capítulo é o culminar das análises granulométricas dos vários fluxos e possibilita dar um carácter robusto a este estudo de um circuito de processamento de minérios.

A modelação tem uma importância vital na indústria de tratamento de minérios, pois permite um estudo completo dos circuitos com vista à sua caracterização, por exemplo como o material se distribui quando os caudais se juntam ou dividem, ou o que acontece ao material desde que entra até que sai dos moinhos, onde existem perdas de matéria útil, etc.

Com a caracterização dos fluxos, é possível estabelecer-se um fluxograma com noções bastantes específicas do que é que passa e quanto passa em cada fluxo. Após a caracterização, e através de várias considerações e/ou simplificações é possível escolherem-se modelos que caracterizem o comportamento dos vários equipamentos em questão. Neste caso, modelos que caracterizem os fluxos de saída dos moinhos e ciclones, presentes no circuito, de acordo com os fluxos que os alimentam.

Após a modelação dos equipamentos, é possível partir-se para a simulação de diferentes hipóteses de configuração do circuito com vista à sua otimização. Isto é, tirar o melhor proveito possível dos equipamentos sem condicionar o escoamento do minério que vem das britagens e se possível tirar a maior recuperação do material útil nas etapas de flutuação que seguem a moagem.

Este capítulo irá em grande parte assentar no uso de um *software* especializado em modelação de circuitos de moagem, o *JKSimMet*.

8.1 *JKSimMet*

O *JKSimMet* é um *software* desenvolvido pelo *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*, um centro de investigação pertencente à Universidade de *Queensland*. Este é um programa que serve para análise e simulação de circuitos de moagem e classificação de minérios (*JKTech*, 2015).

Com recurso a este programa é possível efetuar um balanço de massas dos caudais amostrados, no qual posteriormente assenta o ajuste de modelos para os equipamentos de moagem e classificação. Depois de se conseguir um ajuste plausível é possível prever resultados de acordo com simulações sob diferentes condições.

8.2 Balanço de massas

Por mais cuidadosas que as recolhas de dados em Lavaria sejam, existem sempre erros associados, sejam eles devido à amostragem, à preparação de amostras, etc. (*JKTech Pty Ltd*,

2012). Assim o objetivo principal do balanço de massas é dar robustez aos dados de boa qualidade, no entanto esta reconciliação não vai corrigir os dados de qualidade duvidosa.

Esta componente do *software* não faz mais do que uma minimização do somatório do quadrado dos desvios com restrições multi-lineares, baseando-se numa perspetiva que considera que os erros nas restrições são usados para estimar as variações necessárias nos valores calculados, através de desvios padrão assentes em considerações sobre a forma como se obtiveram os valores experimentais (*JKTech*, 2012). Desta forma é possível concluir-se que esta minimização do quadrado dos erros é feita de forma ponderada de acordo com os desvios padrão considerados.

Em relação às considerações sobre os desvios padrão, segue uma lista disponibilizada pela *JKTech* de acordo com a forma como se obtém os resultados:

- Caudais medidos: desvio padrão representa 10% do caudal
- Caudais estimados: desvio padrão igual a 30% do caudal
- Caudais não medidos: desvio padrão igual a 1000
- Percentagens de sólidos em peso: desvio padrão igual a 1
- Alimentação ao circuito: desvio padrão de 0.01

Segue-se a apresentação dos resultados obtidos baseados na análise granulométrica apresentada anteriormente.

8.2.1 Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaría do Cobre

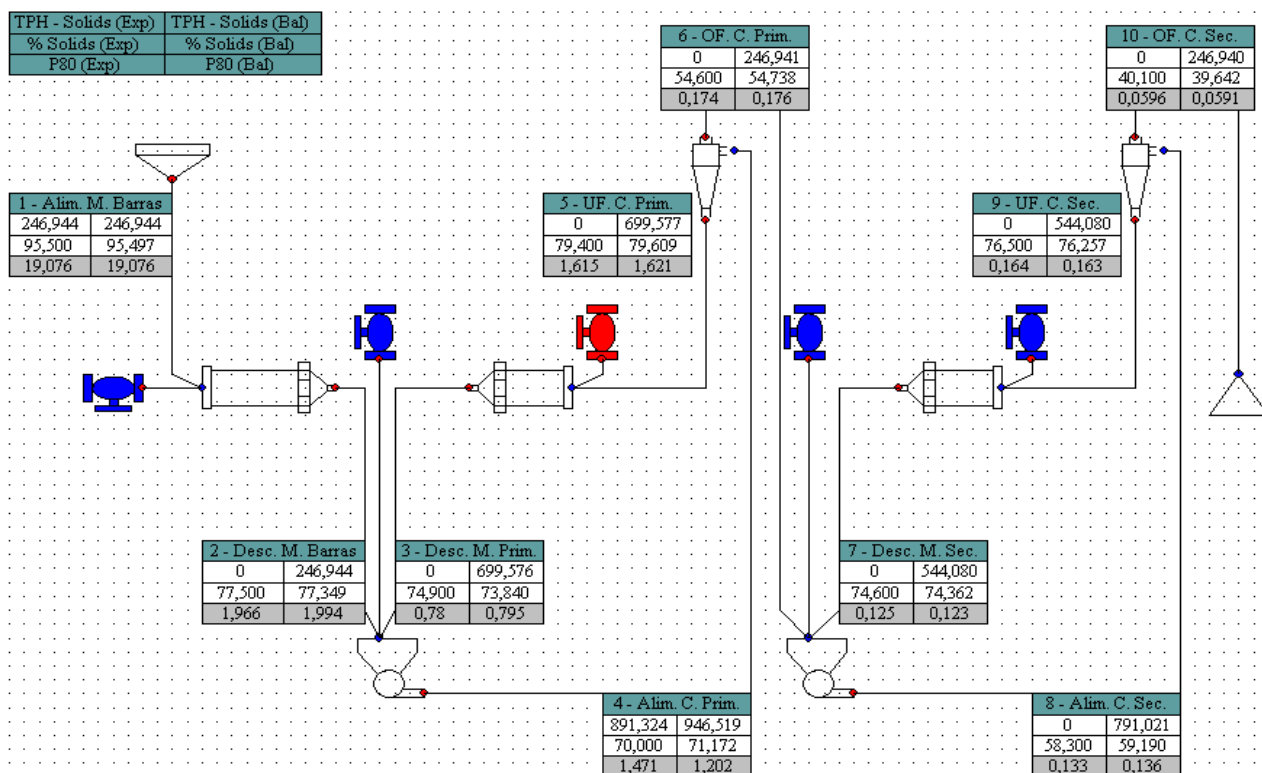


Figura 55 – Diagrama com resultados do balanço de massas (Bal) e experimentais (Exp) da primeira amostragem (adições de água medidas a azul e desconhecidas a vermelho)

Para confirmar este balanço de massas sugerido pelo *software* foi realizado um balanço de massas através da reconciliação de dados superabundantes com recurso ao método de *Lagrange*. Este processo faz uma reconciliação equitativa de dados através de equações de fluxo e constituinte (neste caso calibre) pelos vários nós do circuito. A partir destas equações são calculados os seus erros de fecho, que depois são distribuídos por todos os membros. Em suma, esta é uma reconciliação onde os erros são distribuídos de igual forma por todos os calibres e fluxos, enquanto a reconciliação feita pelo *software* é feita de forma ponderada, de acordo com os desvios padrões selecionados aquando da construção do balanço. Segue-se um diagrama simplificado do circuito.

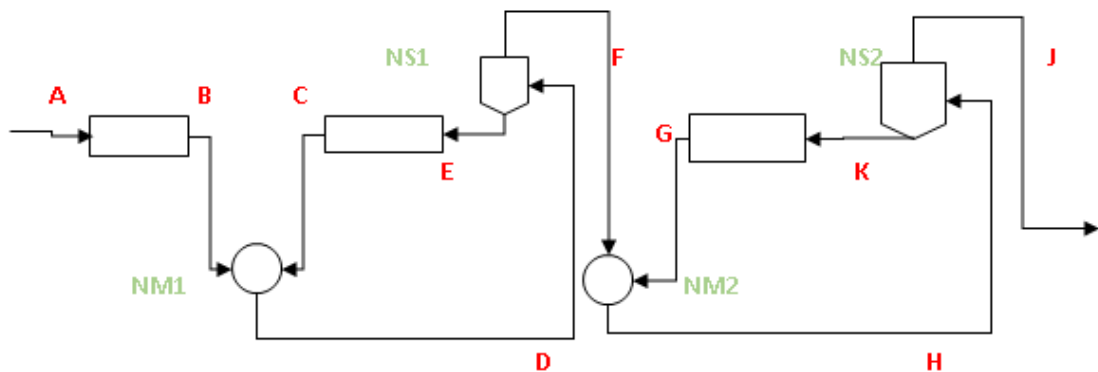


Figura 56 – Diagrama simplificado do circuito

Tabela 10 – Correspondência entre legenda do diagrama simplificado e o diagrama inicial

Diagrama Simplificado	Diagrama Inicial
A	1 – Alimentação ao Moinho de Barras
B	2 – Descarga do Moinho de Barras
C	3 – Descarga do Moinho Primário
D	4 – Alimentação aos Ciclones Primários
E	5 – <i>Underflow</i> dos Ciclones Primários
F	6 – <i>Overflow</i> dos Ciclones Primários
G	7 – Descarga do Moinho Secundário
H	8 – Alimentação aos Ciclones Secundários
K	9 – <i>Underflow</i> dos Ciclones Secundários
L	10 – <i>Overflow</i> dos Ciclones Secundários
NM1	SUMP do Moinho Primário
NM2	SUMP do Moinho Secundário
NS1	Ciclones Primários
NS2	Ciclones Secundários

A cada nó misturador (NM) e nó separador (NS) do circuito é possível escreverem-se 2 equações, uma em relação aos caudais e outra em relação aos calibres que entram e saem dos nós. Como por exemplo para o NM1:

$$B = C + D$$

$$B.bi = C.ci + D.di$$

Sendo as letras maiúsculas referentes aos caudais conforme a tabela 10 específica e as minúsculas referentes aos vários calibres *i* da série granulométrica.

A partir dessas 8 equações (2 equações nos 4 nós) calculam-se as recirculações de cada circuito fechado através de cada um dos seus nós (um NM e um NS). Como esses valores não coincidem, segue-se o cálculo dos erros de fecho de cada um das equações que, de seguida, com a determinação das constrições e da equação de *Lagrange*, são minimizados e distribuídos equitativamente por todos os calibres e fluxos do circuito (Anexo IV).

Segue-se uma tabela comparativa entre as cumulantes calculadas pela reconciliação de *Lagrange* (Anexo IV) e pelos valores experimentais (Anexo I).

Tabela 11 – Comparação entre as cumulantes experimentais da primeira amostragem e as cumulantes reconciliadas via Lagrange

Calibre (mm)	Erros Relativos (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
22,4	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
16	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
11,2	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
8	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
5,6	0,00%	0,00%	0,02%	1,34%	0,95%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
4	0,00%	0,17%	0,42%	0,66%	0,05%	0,02%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
2,8	0,00%	0,12%	0,27%	2,04%	1,18%	0,38%	0,00%	0,07%	0,09%	0,04%
2	0,00%	0,20%	0,42%	3,38%	1,98%	0,60%	0,00%	0,12%	0,12%	0,06%
1,4	0,00%	0,04%	0,07%	5,49%	4,08%	1,12%	0,00%	0,23%	0,19%	0,09%
1	0,00%	0,05%	0,09%	7,31%	5,54%	1,39%	0,00%	0,31%	0,18%	0,09%
0,71	0,00%	0,03%	0,05%	9,52%	7,19%	1,59%	0,13%	0,25%	0,31%	0,15%
0,5	0,00%	0,11%	0,16%	11,54%	8,92%	1,72%	0,32%	0,20%	0,38%	0,19%
0,355	0,00%	0,03%	0,04%	13,61%	11,30%	1,84%	0,66%	0,23%	0,51%	0,24%
0,25	0,00%	0,05%	0,07%	14,84%	13,18%	1,81%	0,69%	0,27%	0,54%	0,24%
0,18	0,00%	0,04%	0,06%	15,37%	14,54%	1,73%	0,57%	0,21%	0,48%	0,20%
0,125	0,00%	0,26%	0,41%	13,93%	15,34%	0,92%	1,69%	1,19%	1,06%	0,38%
0,09	0,00%	0,44%	0,72%	12,36%	14,69%	0,25%	3,91%	3,91%	1,44%	0,41%
0,063	0,00%	0,88%	1,50%	10,17%	14,08%	1,08%	1,17%	0,60%	1,03%	0,23%
0,03	0,00%	0,23%	0,41%	7,58%	9,62%	0,62%	1,12%	1,37%	3,08%	0,54%
0,016	0,00%	0,65%	1,22%	5,79%	4,57%	0,64%	0,39%	2,49%	2,80%	0,30%
0,008	0,00%	0,01%	0,03%	2,35%	2,88%	0,12%	1,61%	1,68%	5,11%	0,55%
0	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%

Segue-se agora uma tabela com a comparação entre fluxos estimados via *Lagrange* e via *JKSimMet*.

Tabela 12 – Comparação entre fluxos da primeira amostragem de acordo com ambas as reconciliações

Fluxo	Lagrange	JKSimMet	Erro Relativo (%)
1	246,944	246,944	0,00%
2	246,944	246,944	0,00%
3	600,849	699,576	14,11%
4	847,793	946,519	10,43%
5	600,849	699,577	14,11%
6	246,944	246,941	0,00%
7	505,118	544,080	7,16%
8	752,062	791,021	4,93%
9	505,118	544,080	7,16%
10	246,944	246,940	0,00%

Através da análise das tabelas acima é possível considerar-se o balanço de massas realizado pelo *JKSimMet* bastante plausível, uma vez que a maioria das diferenças se encontram abaixo dos 5%, à exceção de algumas diferenças significativas em termos de caudais da recirculação do primeiro circuito fechado, com os erros relativos a atingirem os 14%, e nos calibres de alimentação e *underflow* dos ciclones primários. Estes valores podem ser explicados pelas dificuldades de amostrar convenientemente as alimentações aos ciclones e pelas particularidades da amostragem dos seus *underflows*.

As amostragens às alimentações dos ciclones foram realizadas através de ciclones em reserva que foram abertos aos poucos de forma a alimentação sair toda pelo *underflow* e nada pelo *overflow*. Este procedimento cria inevitavelmente instabilidades a jusante do circuito, justificando as discrepâncias nas recirculações dos circuitos fechados, maiores no primeiro circuito pois o número de ciclones é inferior em relação ao segundo conjunto de ciclones e o seu volume superior (cria maior instabilidade nos primeiros ciclones do que segundo conjunto).

As discrepâncias verificadas nos calibres dos caudais 4 e 5 podem ser justificadas pela amostragem do *underflow* dos ciclones primários apenas realizada num dos ciclones em operação (devido a restrições de acesso), resultando numa fraca representatividade deste fluxo. No caso dos ciclones secundários, os *underflows* foram quase todos amostrados (à exceção de dois devido a impossibilidade física de colocar um cortador no local), resultando numa maior representatividade da curva granulométrica e como tal em erros relativos praticamente desprezáveis.

Para além disto há também que considerar a existência de uma bomba de velocidade fixa no fluxo que alimenta os ciclones primários. Pode dar-se que a bomba esteja a trabalhar a velocidade superior do que o caudal que chega à SUMP, esvaziando-a. Isto leva a que não haja fluxo suficiente para encher o tubo que passa do caudalímetro, resultando em medições erradas.

Perante estas conclusões, sugere-se que numa futura amostragem, se amostre todos os fluxos à exceção das alimentações aos ciclones inicialmente e só no final se amostre as alimentações (através da abertura de ciclones parados) dos secundários e de seguida dos primários. Nesta ordem evitar-se-á grande parte das instabilidades causadas nesta amostragem. Para além disto é também sugerido que sejam criadas condições para se amostrarem todos os *underflows* de ciclones primários e secundários em funcionamento.

8.2.2 Segunda Amostragem à Linha #1 da Lavaría do Cobre

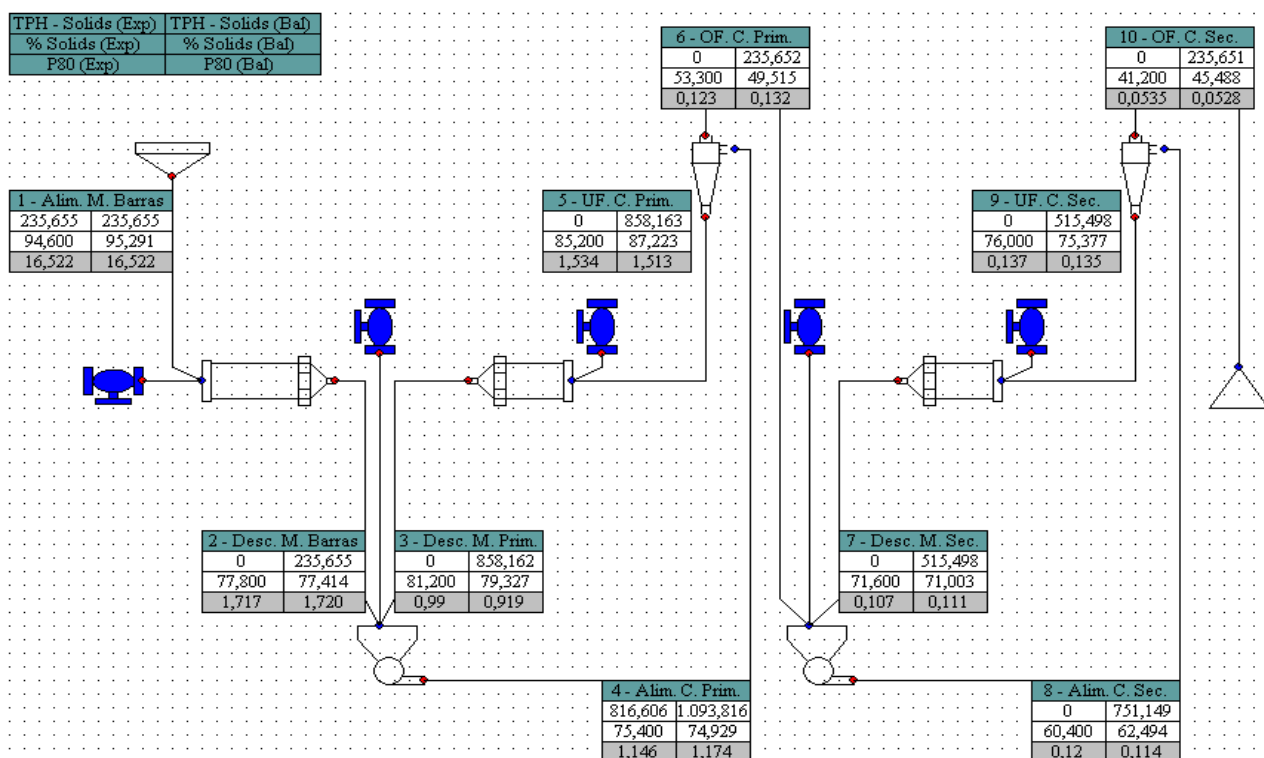


Figura 57 – Diagrama com resultados do balanço de massas (Bal) e experimentais (Exp) da segunda amostragem (a azul as adições de água conhecidas)

Tabela 13 – Tabela 14 – Comparação entre as cumulantes experimentais da segunda amostragem e as cumulantes reconciliadas via Lagrange

Calibre (mm)	Erros Relativos (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
22,4	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
16	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
11,2	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
8	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
5,6	0,00%	0,61%	3,38%	1,36%	2,46%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
4	0,00%	0,96%	3,64%	1,99%	2,01%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
2,8	0,00%	0,77%	2,86%	3,25%	0,25%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
2	0,00%	0,79%	2,76%	3,69%	0,18%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%
1,4	0,00%	0,90%	2,83%	3,07%	0,49%	0,09%	0,00%	0,03%	0,01%	0,00%
1	0,00%	0,99%	2,85%	1,98%	1,52%	0,26%	0,00%	0,07%	0,04%	0,00%
0,71	0,00%	1,12%	2,93%	0,09%	3,38%	0,51%	0,01%	0,12%	0,10%	0,00%
0,5	0,00%	1,98%	4,85%	0,80%	6,66%	0,92%	0,07%	0,23%	0,09%	0,01%
0,355	0,00%	3,30%	7,90%	0,87%	10,81%	1,45%	0,02%	0,18%	0,15%	0,03%
0,25	0,00%	5,88%	14,66%	1,14%	17,88%	2,30%	0,67%	0,13%	0,61%	0,14%
0,18	0,00%	9,69%	27,64%	7,26%	28,45%	3,34%	1,66%	0,65%	1,32%	0,46%
0,125	0,00%	7,10%	21,42%	8,91%	20,15%	2,81%	2,87%	2,41%	1,38%	0,43%
0,09	0,00%	5,35%	17,00%	10,56%	12,63%	2,88%	5,16%	4,18%	2,68%	0,71%
0,063	0,00%	4,57%	15,15%	11,94%	8,16%	3,45%	8,73%	6,12%	5,58%	1,19%
0,03	0,00%	4,76%	16,61%	13,82%	7,56%	4,32%	14,74%	8,85%	11,45%	1,76%
0,016	0,00%	4,99%	17,95%	15,37%	7,23%	4,33%	15,74%	9,48%	12,12%	1,79%
0,008	0,00%	5,01%	18,38%	16,60%	6,02%	4,18%	15,85%	9,44%	12,22%	1,76%
0	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%	0,00%

Tabela 15 – Comparação entre fluxos da segunda amostragem de acordo com ambas as reconciliações

Fluxo	Lagrange	JKSimMet	Erro Relativo (%)
1	235,655	235,655	0,00%
2	235,655	235,655	0,00%
3	864,834	858,162	0,78%
4	1100,489	1093,816	0,61%
5	864,834	858,163	0,78%
6	235,655	235,652	0,00%
7	600,674	515,468	16,53%
8	836,329	751,149	11,34%
9	600,674	515,498	16,52%
10	235,655	235,651	0,00%

Nesta segunda amostragem foram feitas algumas modificações no processo de tratamento de amostras (a mudança de método passou dos 63 para os 180 μm e o infra 180 μm foi apenas analisado pelo *Malvern*) o que resultou no aumento das discrepâncias verificadas calibre a calibre na maioria dos fluxos.

Em termos de fluxos, os erros relativos aumentaram bastante na recirculação do segundo circuito fechado e anularam-se no primeiro circuito fechado. Esta “flutuabilidade” está de certa forma relacionada com a forma como as reconciliações operam. Enquanto a reconciliação de *Lagrange* divide o erro por todos os fluxos/calibres de forma não pesada, já o *JKSimMet* reconcilia de forma ponderada e de certa forma em função de quem o opera, pois são feitas considerações em relação ao desvio padrão de cada fluxo. E isto leva a que a reconciliação foque os “desvios” mais numa parte do circuito ou os divida por todo.

Para além disto, o *JKSimMet* também faz a reconciliação das adições de água do circuito, enquanto a reconciliação de *Lagrange* não as engloba. Como um dos *inputs* do *software* é a percentagem de sólidos de cada fluxo, se um dos caudais tiver % Sp em excesso ou em defeito, o *software* irá balançar com mais ou menos água de forma aos desvios entre os dados experimentais e balançados sejam o mais pequenos possível.

8.2.3 Cargas circulantes

A carga circulante de um circuito fechado relaciona a porção do material que retorna ao moinho e a quantidade de alimentação nova. Neste caso, ambos os estágios têm classificação à cabeça (o fluxo é classificado antes de ir ao moinho), isto implica que o *underflow* tenha partículas que já sofreram moagem e partículas que ainda não foram ao moinho, assim como o *overflow* tem partículas finas que não foram ao moinho. Assim é necessário calcularem-se as cargas circulantes de uma forma teórica que contemple estes factos e de seguida comparar-se com a abordagem mais usada (simplesmente dividir o fluxo que vai ao moinho pelo caudal da alimentação nova). Para isso considerou-se um par de conjuntos de ciclones por cada estágio de classificação existente, como a Figura 62 representa.

Desta forma, no 1º andar dos ciclones primários, é possível estimar a fração de partículas que nem sequer chega a ir ao moinho de bolas, por reportarem ao *overflow* e que seguem diretamente para o segundo circuito fechado. Quanto ao 2º andar dos ciclones primários, este serve para classificar as partículas que saem do moinho. Quando reportam ao *overflow* seguem para o segundo estágio, quando reportam ao *underflow* voltam ao moinho e é este fluxo que é considerado como retorno e serve para estimar a carga circulante. O mesmo conceito é usado para o segundo circuito fechado.

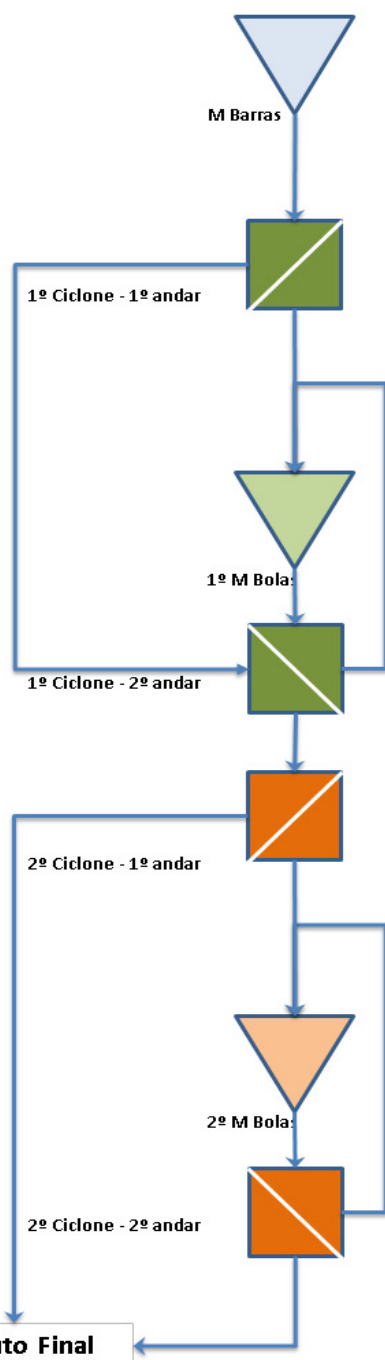


Figura 58 – Conceção teórica para estimativa de carga circulantes no circuito

Tabela 16 – Estimativa para a carga circulante na primeira amostragem

Cargas Circulantes 09042015		
Cálculo	Bolas 1	Bolas 2
Usual	283,29%	220,33%
Teórico	200,85%	153,84%

Tabela 17 – Estimativa para a carga circulante na segunda amostragem

Cargas Circulantes 13052015		
Cálculo	Bolas 1	Bolas 2
Usual	364,16%	218,75%
Teórico	275,77%	151,02%

Através da análise destes resultados pode concluir-se que a forma habitual de cálculo (mais simples) resulta numa sobrestimação do valor que será o real (mais complexo).

O moinho secundário, mais uma vez, pode considerar-se em condições praticamente idênticas em ambas as amostragens. Já o primário, tal como nas relações de redução, apresenta valores diferentes na segunda amostragem. Este resultado também se encontra dentro do que era esperado a partir da análise granulométrica, pois uma menor relação de redução equivale a uma maior carga circulante para um calibre de corte idêntico.

Pelos valores de carga circulante registados pode também concluir-se que os moinhos estão a ser subaproveitados como foi mencionado no capítulo 6. De resto, é consensual pela indústria mineira que é possível chegar-se com facilidade a cargas circulantes na ordem dos 500% desde

que haja capacidade de bombagem para tal. Como trabalho futuro sugere-se um estudo mais aprofundado com vista ao cálculo de uma carga circulante mais adequada.

8.2.4 Curvas de partição

Devido à conclusão de uma menor relação de redução resultar numa maior carga circulante, importa então calcular as curvas de partição dos ciclones em ambas as amostragens de modo a confirmar a semelhança de classificação e avaliar o seu desempenho. Seguem abaixo as curvas calculadas a partir dos balanços de massas calculados pelo *JKSimMet*, e posteriormente corrigidas recorrendo a interpolações lineares de modo a garantir o seu carácter monótono crescente.

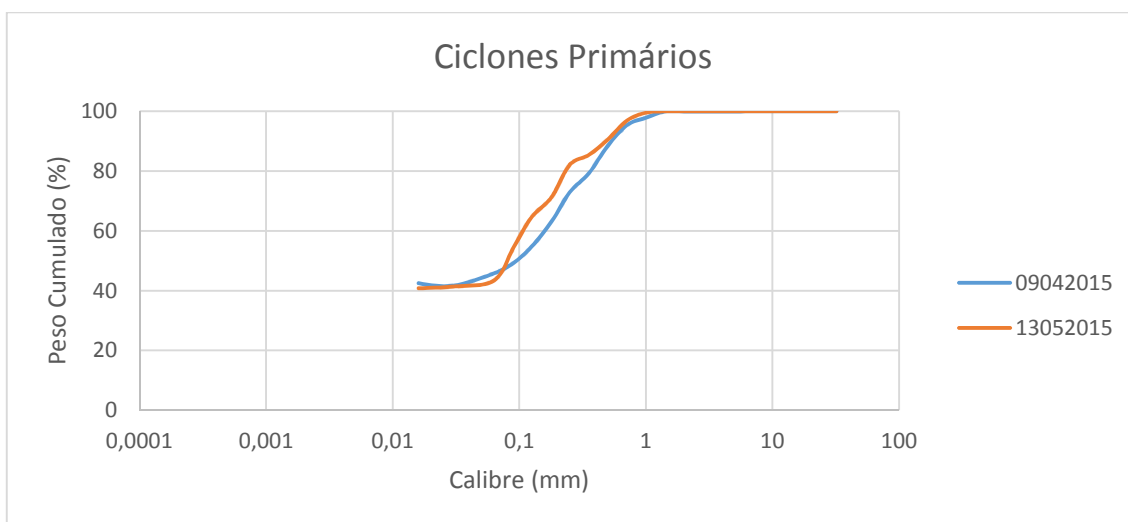


Figura 59 – Curvas de Partição corrigidas para os Ciclones Primários

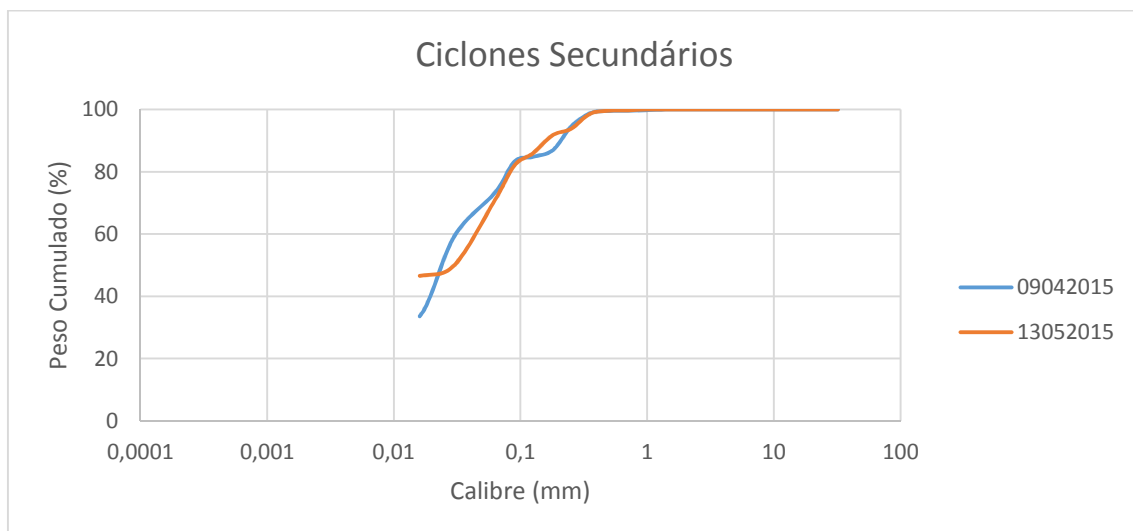


Figura 60 – Curvas de Partição corrigidas para os Ciclones Secundários

As curvas de partição dos ciclones primários parecem mostrar algum arrastamento, designadamente o efeito *fish-hook* (efeito de “anzol” – existência de um mínimo no segmento dos finos) o que pode ser explicado por várias razões, entre elas (Dueck *et al.*, 2007):

- Análise granulométrica pouco exata
- Granulometria dependente da densidade dos materiais
- Aglomeração e floculação do material disperso

- Interações de partículas de diferentes tamanhos

Através destas curvas é possível determinar-se alguns parâmetros que definam as etapas de classificação, um destes é o calibre de corte (d50). O calibre de corte representa que 50% do material passado vai para o *Underflow* (retirado de *Tromp Curve Explanation*, 2015). Segue-se uma pequena tabela com os calibres de corte calculados via interpolação linear.

Tabela 18 – Calibres de corte para os conjuntos de ciclones em ambas as amostragens

Amostragem	Partição	Calibre de corte (mm)
Primeira	C. Prim.	0,095
	C. Sec.	0,025
Segunda	C. Prim.	0,079
	C. Sec.	0,030

Notam-se algumas diferenças entre calibres de corte do mesmo conjunto de ciclones nas duas amostragens. Essas diferenças deveriam estar relacionadas com as diferenças de pressão entre ciclones mencionadas na análise granulométrica (Capítulo 6.). No entanto estes resultados são contraditórios pois seria de esperar que quando se aumenta a pressão, o calibre de corte diminua (retirado de *Cyclones – Resource Book*, 2015).

Como se pode observar na Tabela 5, ambas as pressões aumentam na segunda amostragem, no entanto pela Tabela 13, o calibre de corte diminui nos Ciclones Primários, mas aumenta nos Ciclones Secundários. Este resultado pode dever-se a erros de amostragem ou a problemas de funcionamento dos ciclones.

Outro parâmetro que permite avaliar os ciclones é a Razão de Imperfeição (RI), que mede a imperfeição da classificação, relacionando o d25 (calibre para o qual 25% do material é passante), d50 (calibre para o qual 50% do material é passante) e o d75 (calibre para o qual 75% do material é passante). A RI é calculada através da fórmula que se segue:

$$RI = \frac{d75-d25}{2 \times d50} \text{ (retirado de } Tromp \text{ Curve Explanation, 2015)}$$

Tabela 19 – Relações de Imperfeição

Amostragem	Partição	d25 (mm)	d50 (mm)	d75 (mm)	RI
Primeira	C. Prim.	0,0044	0,0946	0,2845	1,481
	C. Sec.	0,0061	0,0249	0,0674	1,230
Segunda	C. Prim.	0,0050	0,0792	0,2040	1,256
	C. Sec.	0,0045	0,0300	0,0727	1,135

Ainda segundo a mesma fonte, pode considerar-se:

- $RI < 0,4$ – Bom desempenho
- $0,4 < RI < 0,6$ – Desempenho mediano
- $0,6 < RI < 0,8$ – Pobre desempenho
- $RI > 0,8$ – Desempenho péssimo

Segundo este critério os ciclones têm péssimos desempenhos. Segundo *McIvor* (2015), uma das medidas que leva a melhorar a classificação é usar tanto mais água quanto possível e altas cargas circulantes (na casa dos 400%). Ora, como se pode analisar tanto pelos resultados das cargas circulantes calculadas atrás como nas percentagens de sólidos em peso (apresentadas na análise granulométrica), ambas as condições não se verificam. No entanto, para se implementar isso há que refletir sobre a quantidade de água que vai alimentar a flutuação e isso implica uma diminuição da densidade à flutuação

Isto é, para melhorar a classificação é necessário aumentar a água, no entanto para além da limitação da densidade na flutuação também existe outra limitação dentro da moagem, pois ainda segundo *McIvor* (2015) devem usar-se %Sp tão altas quanto possível para melhorar a eficiência nos moinhos.

Um dos objetivos da simulação é confirmar os efeitos, do aumento da adição de água e/ou de tonelagem da alimentação, a granulometria do produto da moagem (fluxo nº 10).

No entanto, tentar quantificar realmente quanto se pode adicionar em água na classificação de forma a melhorá-la sem prejudicar a flutuação, ou eventualmente aumentar a tonelagem de modo a evitar a sobre moagem, e perceber se os moinhos estão de facto a ser eficientes, seriam bons temas para trabalhos futuros.

8.2.5 Conclusões

A estimação das cargas circulantes segundo uma conceção de dois andares por cada conjunto de ciclones do ponto de vista teórico é mais rigorosa do que o habitual método de R/A (retorno sobre alimentação), ou seja o método habitualmente usado resulta numa sobrestimação da carga circulante que realmente existe.

As curvas de partição calculadas são muito abertas, o que resulta na conclusão de que os ciclones estão a ter péssimos desempenhos. Este problema pode ser resolvido através de um estudo futuro que permita concluir quanto se pode adicionar de água para melhorar a performance dos ciclones sem se prejudicar a moagem e a flutuação.

Os ciclones secundários podem apresentar algumas irregularidades, pois quando se aumenta a pressão, o calibre de corte é também maior, quando deveria ser menor.

8.3 Construção de um modelo

Após o balanço de massas, o *JKSimMet* necessita que se proceda ao ajuste de um modelo ao circuito no qual assentarão as simulações que se seguem.

Antes do ajuste do modelo é necessário inserirem-se parâmetros característicos dos equipamentos (dimensões), do minério (peso específico, *Work Index*, etc.) e operacionais (valores operatórios que se registaram durante o período de amostragem – apresentadas anteriormente). De seguida, o *software* através de várias interações, calcula as diferenças entre os dados previstos e os dados experimentais, derivando das diferenças, a soma dos erros quadráticos. O objetivo das interações é minimizar este somatório de erros.

Para ser possível realizar-se este ajuste, é necessário definir-se o tipo de modelos de ciclones e moinhos que serão usados no ajuste. Desta forma foi decidido, a conselho por parte do fabricante do *software*, escolher os seguintes modelos.

8.3.1 Descrição de modelo para os ciclones: *Nageswararao*

Este modelo baseia-se num conceito semelhante à curva de partição (probabilidade de uma certa partícula reportar ao *underflow*), mas desenvolvido a partir da curva de eficiência (probabilidade de uma partícula ir para o *overflow*) real e uma curva de eficiência para o classificador, a tratar um tipo particular de minério (*JKTech*, 2012). O conceito importante é que a curva reduzida de eficiência é uma função característica do minério e é independente da dimensão ou condições operacionais do ciclone.

Este modelo consiste ainda numa série de relações traduzidas por várias equações, nomeadamente pressão-rendimento e classificação-tamanho (*JKTech*, 2012).

A relação pressão-rendimento pode ser expressa por (*JKTech*, 2012):

$$Q = K_{Q2} \cdot D_c^2 \cdot \frac{P}{\rho_p}^{0.5} \cdot \frac{D_o}{D_c}^{0.68}$$

Onde,

$$K_{Q2} = K_{Q1} \cdot \frac{D_i^{0.45}}{D_c} \cdot \theta^{-0.1} \cdot \frac{L_c^{0.2}}{D_c}$$

Sendo K_{Q1} uma constante de proporcionalidade relacionada com o material da alimentação e o diâmetro do ciclone. Para ciclones *Krebs*, trabalhando com % Sp idêntica na alimentação, a relação com o diâmetro pode ser expressa empiricamente através de (*JKTech*, 2012):

$$K_{Q1} = K_{Q0} \cdot D_c^{-0.1}$$

Onde K_{Q0} depende apenas dos sólidos da alimentação (por exemplo: densidade). Para além de:

D_c – diâmetro do ciclone (m)

D_i – diâmetro do *inlet* (m)

D_o – diâmetro do *vortex* (m)

P – pressão da alimentação no *inlet* (kPa)

θ – ângulo do cone (°)

Já a relação classificação-tamanho, a nível industrial, pode ser expressa da seguinte forma (*JKTech*, 2012):

$$\frac{d_{50c}}{D_c} = K_{D2} \cdot \frac{D_o^{0.52}}{D_c} \cdot \frac{D_u^{-0.47}}{D_c} \cdot \lambda^{0.93} \cdot \frac{P^{-0.22}}{\rho_p \cdot g \cdot D_c}$$

Onde, K_{D2} está relacionado com as variáveis de projeto menores, segundo (*JKTech*, 2012):

$$K_{D2} = K_{D1} \cdot \frac{D_i^{-0.5}}{D_c} \cdot \theta^{0.15} \cdot \frac{L_c^{0.2}}{D_c}$$

$$K_{D1} = K_{D0} \cdot D_c^{-0.65}$$

Onde K_{D0} depende das características dos sólidos da alimentação (como a distribuição de calibres e a densidade) e o d_{50c} é o calibre para o qual uma partícula tem igual probabilidade de ir tanto para o *underflow* como para o *overflow*.

Já a recuperação de água (R_i) e polpa (R_v) para o *underflow* estão relacionadas com as variáveis principais segundo (*JKTech*, 2012):

$$R_f = K_{w2} \cdot \frac{D_o^{-1.19}}{D_c} \cdot \frac{D_u^{2.4}}{D_c} \cdot \frac{P^{-0.53}}{\rho_p \cdot g \cdot D_c} \cdot \lambda^{0.27}$$

$$R_v = K_{v2} \cdot \frac{D_o^{-0.94}}{D_c} \cdot \frac{D_u^{1.83}}{D_c} \cdot \frac{P^{-0.31}}{\rho_p \cdot g \cdot D_c}$$

Onde,

$$K_{w2} = K_{w1} \cdot \frac{D_i^{-0.5}}{D_c} \cdot \frac{L_c^{0.22}}{D_c} \cdot \theta^{0.24}$$

$$K_{v2} = K_{v1} \cdot \frac{D_i^{-0.25}}{D_c} \cdot \frac{L_c^{0.24}}{D_c} \cdot \theta^{0.22}$$

K_{w1} e K_{v1} também dependem das características dos sólidos da alimentação.

Já a função classificação (C_i) tem sido modelada recorrendo a aproximações monótonas crescentes com o calibre, controlando tanto o calibre de corte como a perfeição da curva de partição corrigida. A expressão seguinte mostra a relação entre C_i , o parâmetro forma (m) e o

quociente (d_i) entre um calibre qualquer (x_i) e o calibre de corte corrigido (d_{50c}) (Apontamentos Diagramas de Processo, 2013):

$$C_i = \frac{e^{m \cdot d_i} - 1}{e^{m \cdot d_i} + e^m - 2}$$

Neste tipo de modelo para ciclones, existe uma curva de eficiência alternativa à “normal”, que permite especificar o valor reduzido da curva de eficiência a 1/3 ou 2/3 do calibre de corte corrigido. Esta curva é fixa a 100% para o tamanho 0 e no d_{50c} , e o resto da curva é calculada através de uma distribuição log-normal de forma a não existirem descontinuidades no carácter monótono decrescente da curva (*JKTech*, 2012).

8.3.2 Descrição de modelo para o moinho de barras: *Lynch/Kavetsky*

Os modelos fenomenológicos têm por base a fenomenologia do processo, de onde a distribuição de tempos de residência resulta desse mesmo processo e não como arranque para um qualquer ajuste (Apontamentos Diagramas de Processo, 2015). Como tal, ainda segundo o mesmo autor, dentro de um moinho de tambor o próprio minério é um obstáculo à sua passagem.

Desta forma, o moinho é dividido em várias secções transversais, separadas por um dado comprimento. Então pode dizer-se que as partículas presentes, em cada um dos volumes entre duas secções, representam um obstáculo à passagem das partículas que se encontram no volume imediatamente anterior. No limite, se o espaço entre secções tender para zero, pode dizer-se que existe uma secção que filtra as partículas de acordo com as suas propriedades (por exemplo, calibre) e do meio (por exemplo, fluidez da polpa).

Baseado num conceito de estágios de fragmentação, em que o moinho é dividido em várias secções. Cada uma destas é considerada como um estágio de fragmentação/formação, em que existe um “filtro” e por consequência também existe classificação (*JKTech*, 2012). Este conceito permite que o modelo preveja a classificação interna e a proteção dos finos (*McIvor*, 2015).

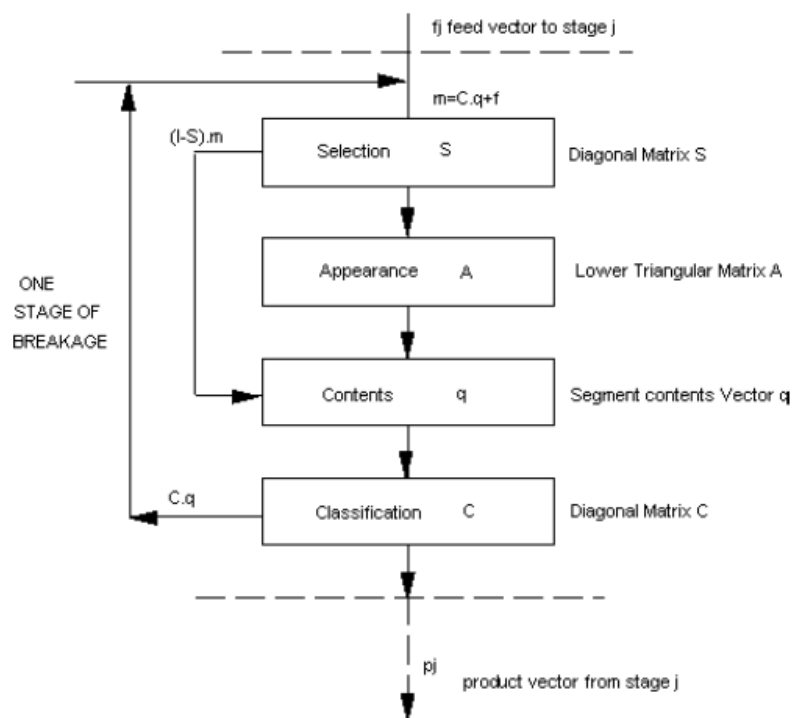


Figura 61 – Representação da Função Formação no modelo para um moinho de barras (JKTech, 2012)

$$p_j = (I - C) \cdot (AS + I - S) \cdot [(I - C(AS + I - S)) - 1] \cdot f_j$$

Como AS e C são considerados constantes para todos os estágios, pode considerar-se a equação como (JKTech, 2012):

$$p_j = Xv \cdot f_j$$

Sendo v o número de estágios de classificação. Assim qualquer condição operacional pode ser representada pelo valor v. Este valor depende principalmente do caudal de alimentação, representado abaixo por F. Experimentalmente foi concluído que (JKTech, 2012):

$$F \cdot v^{1.5} = MC$$

Onde MC representa a constante do moinho.

A função Formação (*Appearance* na figura anterior) é calculada pela equação de Rosin-Rammler modificada, onde A (x, y) é a proporção de material de calibre y que é mais pequeno que o calibre x após fragmentação/formação de novas partículas (JKTech, 2012).

$$A(x, y) = \frac{1 - e^{-x/y}}{1 - e^{-1}}$$

A função Classificação (*Classification* na figura anterior) é uma matriz diagonal que funciona como um classificador simples, cada elemento representa a proporção da fração de um calibre que volta à fragmentação. Por consequência, cada estágio de fragmentação no moinho de barras elimina a fração de maior calibre proveniente da secção anterior (JKTech, 2012).

A função Destruição (*Selection* na figura anterior) é também uma matriz diagonal, e representa as proporções de cada fração são fragmentadas (*JKTech*, 2012).

Existem duas variáveis que o *Model Fit* do moinho de barras devolve como *output* que são a percentagem de carga moente e a percentagem de velocidade crítica. No decorrer deste trabalho não foram exploradas, no entanto ambas podem ser critérios de controlo para melhorar a eficiência do circuito. Segundo a *JKTech* (2012), a carga moente deve encontrar-se entre 30 e 45%, e a velocidade crítica entre 50 e 80%.

8.3.3 Descrição de modelo para os ciclones moinhos de bolas: *Perfect Mixing Ball Mill*

Este modelo considera os moinhos de bolas como misturadores perfeitos (*JKTech*, 2012). Ou seja, a distribuição de tempos de residência tem a forma (Apontamentos Diagramas de Processo, 2015):

$$\Phi(t) = \frac{1}{t^*} \cdot e^{-\frac{t}{t^*}}$$

O produto (vetor p) é produzido pela taxa de descarga (d_i) para cada fração granulométrica. A matriz D é a matriz de todas as taxas de descarga. Então p pode ser descrito pela multiplicação de D e s (*JKTech*, 2012).

Segundo a *JKTech* (2012), no moinho, há dois fatores que controlam a função Formação: o ritmo com que cada calibre é fragmentado e a forma como as partículas são fragmentadas. A distribuição de calibres no moinho é representada pelo vetor s .

$$\text{Função Destruição} = R \cdot s$$

$$\text{Função Formação} = A \cdot s$$

Onde R é a matriz diagonal de velocidades de destruição e, A , a matriz triangular da distribuição das partículas formadas.

No estado estacionário, a massa dum calibre qualquer i na alimentação, mais a massa desse mesmo calibre gerada por fragmentação, menos a massa de i destruída por fragmentação, menos a massa do calibre i descarregada pelo produto, é igual a zero.

Para a maior parte da variedade de descargas de moinhos, a descarga pode ser aproximada por (*JKTech*, 2012):

$$D_i = D_i^* \cdot 4 \cdot \frac{V}{d^2 l}$$

Onde, D_i^* é praticamente 1, V é o caudal volumétrico de alimentação ao moinho, d é o diâmetro e, l é o comprimento do moinho.

Segundo a *JKTech* (2012), as equações abaixo representam o modelo para moinhos de bolas:

$$f_i - R_i s_i + \sum A_{ij} \cdot R_j s_j - D_i s_i = 0$$

$$p_i = D_i s_i$$

$$f_i - p_i + \left(\sum \frac{A_{ij}}{R_j/D_j} \cdot p_j \right) - p_i = 0$$

Onde a alimentação e o produto são relacionados através da razão R/D para uma função Formação específica. Normalmente o vetor s não é conhecido, e não é possível separar o rácio R/D*. Assim, esta função é representada no *software* por uma curva “suavizada” de dois a quatro pontos, onde a função $\ln(R/D^*)$ é ajustada.

À semelhança do modelo para moinhos de barras, também o ajuste para moinhos de bolas possui alguns parâmetros que podem ser utilizados para controlo do circuito, como é exemplo a percentagem de velocidade crítica do moinho. Esta deverá ser maior que 55% e menor que 78% da velocidade crítica (JKTech, 2012).

8.3.4 Ajuste dos modelos

Após a escolha de modelos foi possível realizar-se o ajuste de um modelo ao circuito. A Figura 65 compara os resultados obtidos através do ajuste (*Fit*) e os resultados experimentais (*Exp*).

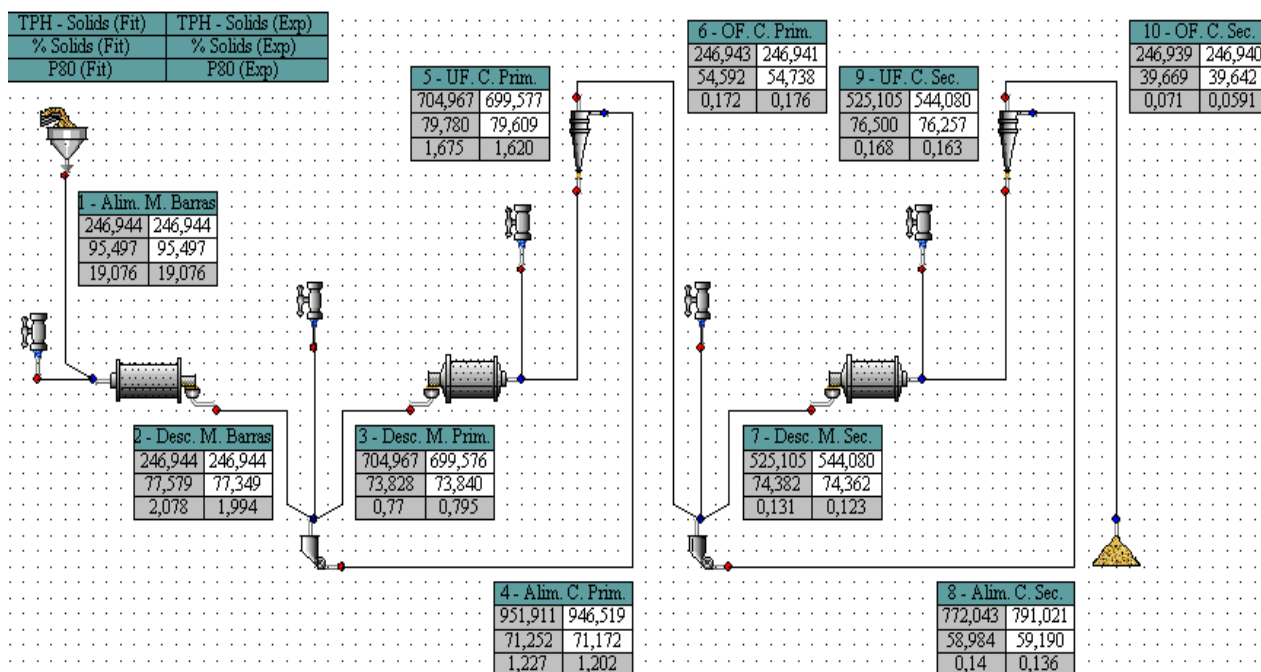


Figura 62 – Resultados do ajuste de modelos (*Fit*) e experimentais (*Exp*)

É de notar que as tentativas de ajuste resultavam, sistematicamente, na existência de *roping* (diâmetro do *apex* menor do que aquilo que deveria ser, resultando no efeito que a Figura

66 descreve) nos ciclones secundários, facto que foi facilmente contornado, aumentando o número de ciclones a trabalhar (de 14 para 15). Este aumento resulta numa diminuição da pressão operacional e como consequência evitar o fenómeno de *roping*.

Esta observação de *roping* (apenas possível nesta fase, pois no local os “tapa-salpicos” impedem a visualização de fenómenos deste tipo) pode justificar o resultado que se observou no subcapítulo anterior, quando se aumentava a pressão operatória, o calibre de corte dos ciclones secundários aumentava, em vez de diminuir.

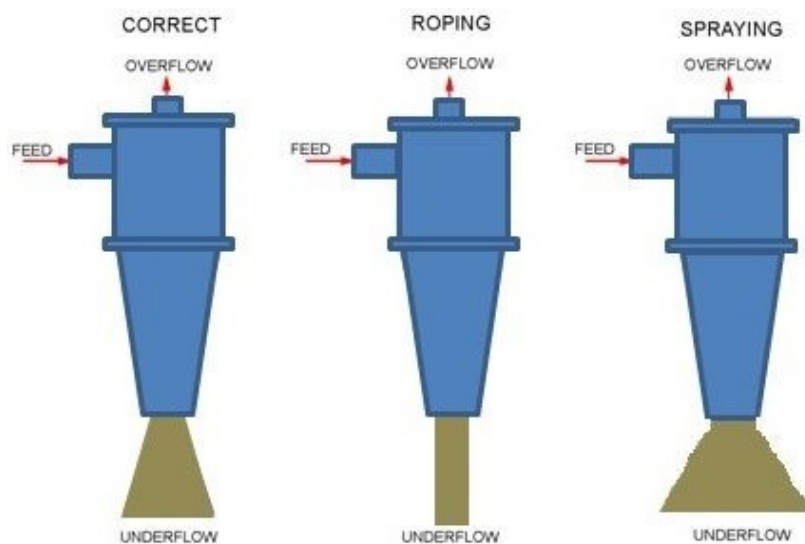


Figura 63 – Representação do Underflow de um Ciclone em situação normal, roping e spraying (retirado de *Hydrocyclone Efficiency Curves*, 2015)

Dada a proximidade verificada entre valores experimentais e ajustados, foi possível concluir que este ajuste era plausível e assim usá-lo como base para as simulações que se seguem.

8.4 Simulações

Depois de modelados os equipamentos e o circuito em si, é possível simularem-se diferentes características da alimentação e prever-se a evolução do produto, com vista à tentativa de otimização do sistema. Com este objetivo, na componente de simulação, o *software* usa os dados fornecidos e parâmetros calculados pela fase de ajuste de modelo, para prever o produto do circuito.

Os principais problemas observados nos resultados apresentados passam pelo facto de haver sobremagem, resultando numa alta percentagem de ultrafinos que vão alimentar a flutuação, e a má performance dos ciclones. Assim foram simuladas diferentes situações na tonelagem que alimenta o circuito como tentativa de resolver a sobremagem e diferentes adições de mais quantidade de água nas SUMP's que alimentam os conjuntos de ciclones de forma a melhorar-se as condições de classificação, como *McIvor* (2015) sugere, e ver os seus efeitos no produto da moagem (fluxo nº 10).

8.4.1 Tonelagens na Alimentação

Em termos de alimentação ao circuito foram simuladas diversas situações, desde as 220 ton/h até às 350 ton/h. De forma a evitar *roping*, foi decidido considerar-se o número mínimo possível de ciclones que evite essa situação. Seguem-se um gráfico com as curvas obtidas pelo *software* no *Overflow* dos Ciclones Secundários e uma tabela com o resumo das condições.

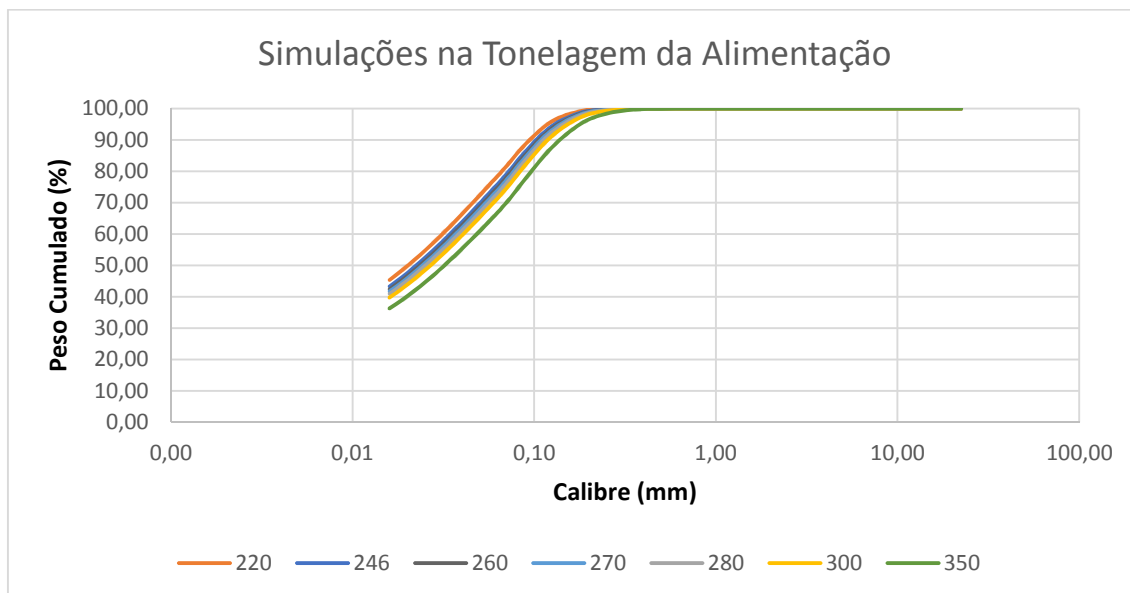


Figura 64 – Curvas granulométricas resultantes de diferentes simulações na tonelagem da alimentação

Como se pode observar neste gráfico, e na tabela que se segue, à medida que se aumenta a tonelagem da alimentação, diminui-se a fração ultrafina do produto da moagem.

Tabela 20 – Resumo dos resultados e condições necessárias

Alimentação (ton/h)	220	246	260	270	280	300	350
Nº C. Prim.	4	4	4	4	4	4	6
Nº C. Sec.	14	15	15	15	16	16	18
d80 (mm)	0,0659	0,0716	0,0742	0,0763	0,0790	0,0832	0,0962
% Ultrafinos	37,87	36,00	35,20	34,59	33,91	32,82	29,74
% Sp	37,02	39,67	40,87	41,75	42,61	44,24	47,92
Pressão C. Prim. (kPa)	60,1	66,3	69,6	72,1	74,8	80,1	63,0
Pressão C. Sec. (kPa)	150,4	146,7	151,8	155,7	145,9	153,1	147,0

Este resultado seria de todo expectável pois é o único parâmetro modificado para além do número de ciclones necessários para evitar *roping* (daí a variação das pressões estimadas para ambos os conjuntos de ciclones), ou seja como o caudal que alimenta os moinhos é maior, o tempo de residência desse material no moinho é menor e por isso também é menos

fragmentado, o que resulta numa diminuição da fração ultrafina mas também num aumento do d80 e dos calibres superiores. No entanto este aumento de partículas grosseiras só é significativo nas três alimentações maiores (280, 300 e 350 ton/h), pois só aí a fração acima de 150 µm se torna significativa.

Em relação às potências dos moinhos, essas foram controladas em redor dos 1400 kW para os moinhos de bolas, que é praticamente o valor que o simulador estima para as condições seleccionadas, o que difere bastante os valores extraídos do sistema de controlo (cerca de 1590 kW). Esta diferença pode ser explicada por diversas razões, entre elas sugere-se a diferença entre a medição da potência fornecida ao motor do moinho (essa é a potência registada no sistema de controlo), e o método de cálculo usado pelo *software* para estimar a potência necessária para que o moinho trabalhe nessas condições, todas as incertezas que daí advêm e possíveis dissipações de energia que podem acontecer, etc.

Desta forma pode concluir-se que o aumento da alimentação até às 270 ton/h, é um fator a considerar no que toca à otimização do circuito de moagem num futuro próximo, mais concretamente na diminuição de ultrafinos e na maximização da produção.

Ao analisar as cargas circulantes (Tabela 16) destas simulações é possível notar-se que o *software* calcula sempre os circuitos de acordo a manter-se a carga circulante constante desde os dados experimentais.

Tabela 21 – Evolução das cargas circulantes após reconciliação de dados desde as amostragens até às simulações

Circuito	Primário		Secundário	
Método de Cálculo	Usual	Teórico	Usual	Teórico
Primeira Amostragem	283,29 %	200,85 %	220,33 %	153,84 %
Segunda Amostragem	364,16 %	275,27 %	218,75 %	151,02 %
Simulação a 260 ton/h	283,11 %	199,36 %	214,58 %	150,96 %
Simulação a 270 ton/h	281,89 %	198,30%	212,18 %	145,56 %
Simulação a 280 ton/h	280,73 %	197,40 %	215,16 %	147,87 %

Em relação às razões de imperfeição da classificação (Tabela 17), seria de esperar que este indicador ficasse ainda pior de acordo com o aumento da tonelagem, pois existe a a % Sp é ainda maior. No entanto, isso apenas se verifica claramente nos ciclones secundários, pois nos primários existe uma ligeira tendência para o contrário, esta tendência poderá ser interpretada como um resultado do efeito de *fish-hook* observado nas curvas de partição resultantes do balanço de massas das amostragens. Para além disso, também não se deve menosprezar o facto de se estar a calcular os d25, d50 e d75 via interpolação linear, após a correção (também por via de interpolação linear) dos valores que não respeitavam o carácter monótono crescente destas curvas à exceção da componente fina (onde se encontra o efeito de “anzol”).

Tabela 22 – Evolução das Razões de Imperfeição desde as amostragens às simulações

Ciclones	Primários	Secundários
Primeira Amostragem	1,480	1,231
Segunda Amostragem	1,256	1,137
Simulação a 260 ton/h	1,533	3,083
Simulação a 270 ton/h	1,511	3,182
Simulação a 280 ton/h	1,497	3,358

As curvas de partição são relativamente semelhantes no caso dos ciclones primários (Figura 62), já nos secundários (Figura 63) parecem um pouco oscilantes.

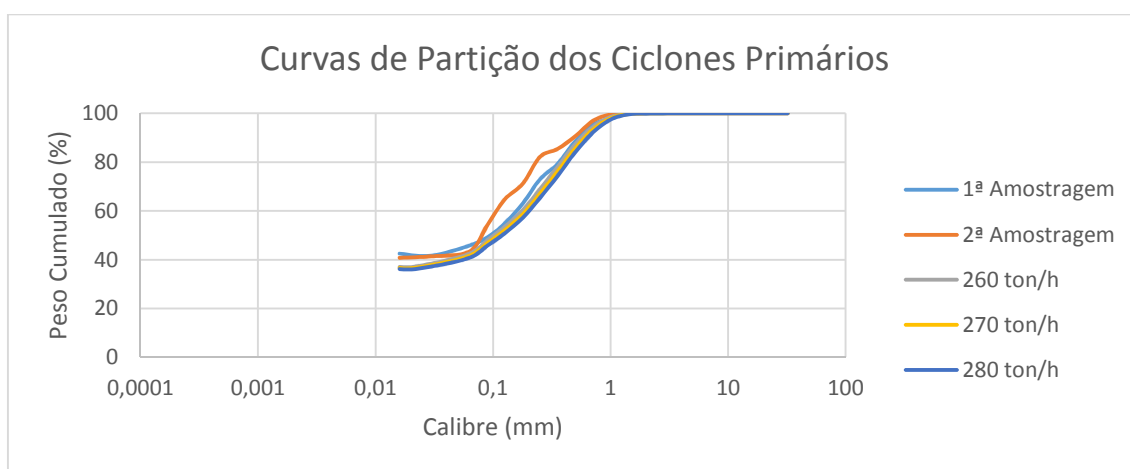


Figura 65 – Curvas de Partição dos Ciclones Primários

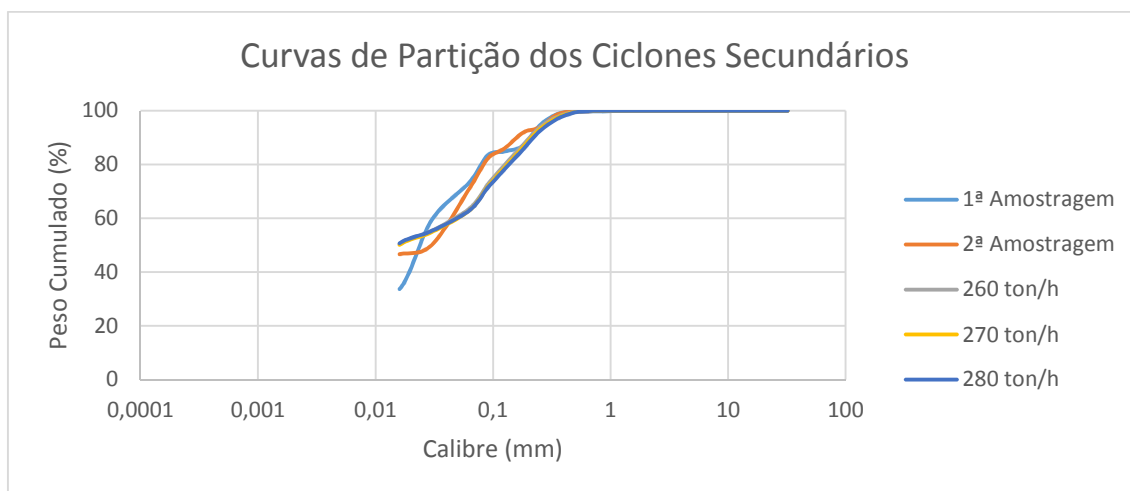


Figura 66 – Curvas de Partição dos Ciclones Secundários

8.4.2 Adições de água à cabeça dos ciclones

Já em relação à adição de água antes dos conjuntos de ciclones, as várias simulações não tiveram efeitos significantes no fluxo que alimenta a flutuação como se pode observar nos

gráficos que se seguem. Foram experimentadas variações tanto num conjunto de cada vez como em ambos, e incluindo valores algo distantes da realidade para se tentarem notar efeitos mais significativos. Todavia, apenas resultou na necessidade de mais ciclones em funcionamento (*roping*) e % Sp, pois as diferenças nos ultrafinos são praticamente insignificantes.

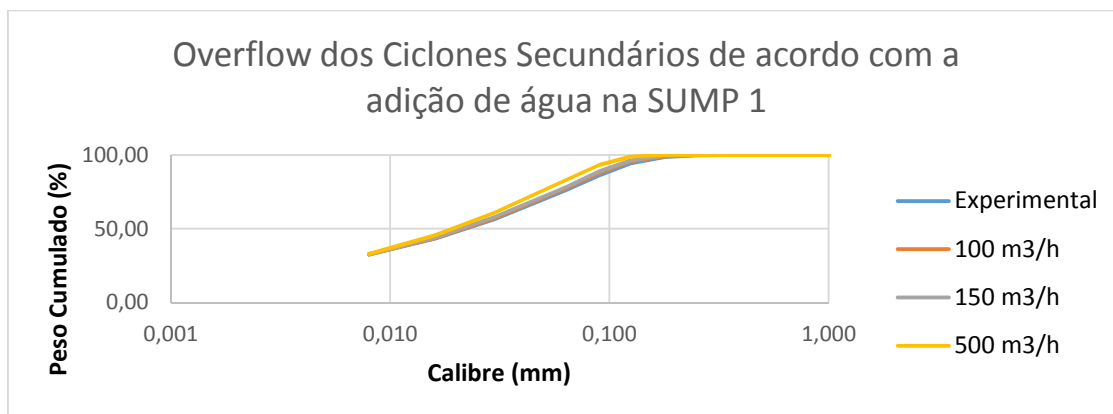


Figura 67 – Resultados das várias simulações de adição de água na SUMP 1

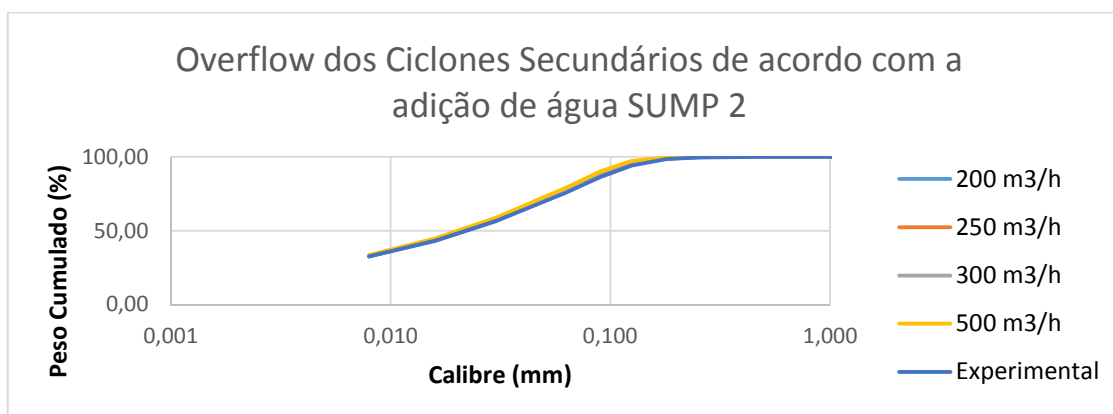


Figura 68 – Resultados das várias simulações de adição de água na SUMP 2

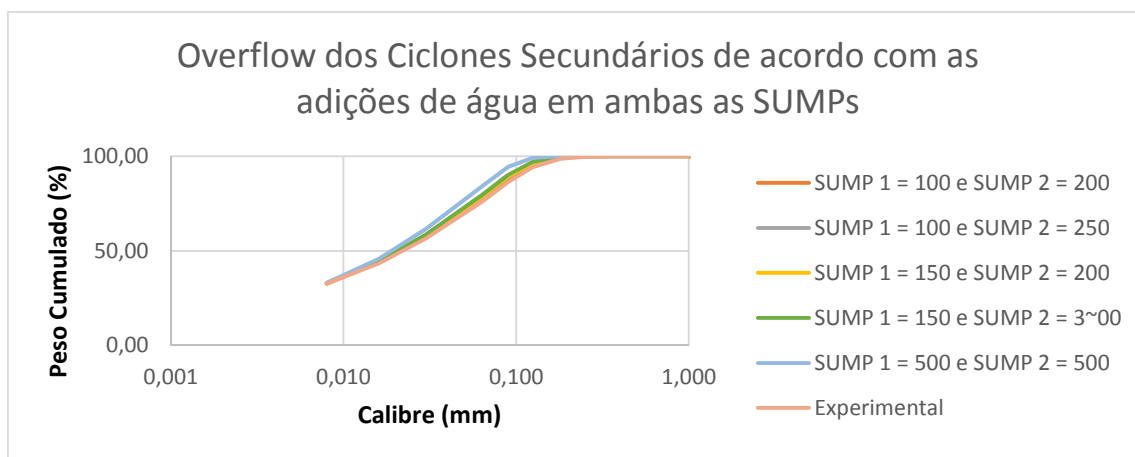


Figura 69 – Resultados das várias simulações de adição de água em ambas as SUMPs

Tabela 23 – Tabela resumo com resultados das simulações com diferentes adições de água nas alimentações aos ciclones

Água SUMP 1 (m³/h)	44,3	100	150	500	44,3	44,3	44,3
Água SUMP 2 (m³/h)	171,5	171,5	171,5	171,5	200	250	500
Nº C. Prim.	4	4	4	5	4	4	4
Nº C. Sec.	15	15	16	21	15	15	18
d80 (mm)	0,0718	0,0686	0,0666	0,0569	0,0706	0,0688	0,0642
% Ultrafinos	36,1210	36,1820	36,2800	37,0280	36,2730	36,5260	37,1650
% Sp	39,5160	36,2820	33,7990	22,8520	37,7930	35,1060	25,9010
Observações	Simulação inicial	Alterações apenas na SUMP 1			Alterações apenas na SUMP 2		

Água SUMP 1 (m³/h)	100	100	150	150	150	500
Água SUMP 2 (m³/h)	200	250	200	250	300	500
Nº C. Prim.	4	4	4	4	4	5
Nº C. Sec.	15	16	16	17	17	25
d80 (mm)	0,0677	0,0668	0,0659	0,0651	0,0641	0,0546
% Ultrafinos	36,3190	36,4240	36,4010	36,4870	36,6740	37,3380
% Sp	34,8240	32,5300	32,5300	30,5200	28,7440	17,5250
Observações	Alteração em ambas as adições					

8.5 Conclusões

Em jeito de resumo deste capítulo, a estimação da carga circulante segundo a conceção de dois andares por ciclones fornece um resultado mais rigoroso para a carga circulante, pois o método usual (R/A) sobrestima o real valor da carga circulante por não quantificar as partículas que já estão prontas quando alimentam os ciclones e nem sequer vão ao moinho desse estágio.

Ambos os ciclones têm performances muito más, facto que levou à simulação de diferentes adições de água na alimentação aos ciclones. No entanto, estas simulações, aparentemente, não melhoram o desempenho da classificação de acordo com o *software*. Os ciclones secundários também apresentavam *roping* de forma regular, o que foi solucionado com o aumento de 14 para 15 ciclones em funcionamento.

O aumento da tonelagem de alimentação à moagem melhora o problema dos ultrafinos, todavia não o evita e quando aumentada para além das 280 ton/h, resulta também no aumento das partículas grosseiras (acima de 150 µm) na alimentação à flutuação.

9.CONCLUSÕES

9.1 Conclusões Gerais dos Objetivos do Trabalho

Após as análises granulométricas, confirmou-se a veracidade de ambas, graças à semelhança das curvas granulométricas e das percentagens de sólidos. Em termos de condições operacionais, estas variam ligeiramente entre amostragens, não só existe uma ligeira diminuição da tonelagem que alimenta o moinho de barras como existe um aumento na pressão operacional de ambos os conjuntos de ciclones.

Estas discrepâncias acabam por estar relacionadas com as diferenças em termos de relações de redução e cargas circulantes entre amostragens. Isto é, tanto o moinho de barras como o secundário apresentam relações de redução praticamente iguais em ambas as amostragens, no entanto o moinho primário apresenta uma diminuição da relação de redução na segunda amostragem. Daqui, resulta que as cargas circulantes do segundo estágio sejam praticamente iguais em ambas as amostragens, mas que exista um aumento considerável no primeiro estágio da primeira para a segunda amostragem.

Dada a forma do circuito, e a posição relativa das etapas de classificação e os moinhos, as cargas circulantes devem ser consideradas segundo uma conceção diferente da habitual (R/A). Isto, porque a forma usual sobrestima o valor real da carga circulante, pois não prevê o comportamento de partículas que fazem *by-pass* ao moinho. Assim, deve estimar-se a carga circulante considerando dois andares por cada estágio de classificação, de forma a separar-se as partículas que alimenta os ciclones pela primeira vez e saem pelo seu *overflow* sem sequer irem ao moinho.

Ambos os conjuntos de ciclones têm desempenhos péssimos em ambas as amostragens, de acordo com as suas razões de imperfeição. Como tentativa de se averiguar uma solução para este problema foram simuladas maiores adições de água nas alimentações dos ciclones que, segundo o simulador, não resultaram em diferenças significativas em termos de d80 e ultrafinos no produto da moagem. É também sugerido o aumento do número de ciclones secundários em funcionamento, pois o simulador aponta sempre para a existência de *roping* com o número de ciclones a funcionar na altura de ambas as amostragens.

Para combater a grande fração ultrafina que alimenta a flutuação foram simuladas diferentes alimentações ao circuito e foi possível aferir que um aumento da tonelagem até cerca de 270 ton/h seria benéfico para a redução dos ultrafinos sem se comprometer o d80 objetivo nem aumentar a fração acima de 150 µm que aumenta a flutuação.

9.2 Outras Conclusões

Não existem diferenças significativas entre o *Malvern* e o *Ciclosizer*, nem entre a mudança de “calibre crítico” (calibre para o qual se procede à mudança de método entre os crivos e o *Malvern* e/ou o *Ciclosizer*) entre amostragens.

Através da análise química foi possível concluir que à saída do moinho de barras ainda há muito Cobre metal grosseiro e à saída do primeiro circuito fechado 40% do Cu metal ainda está na fração superior a 63 μm . Já à saída para a flutuação, apenas 6% do material está em S63. No entanto, esta análise também serviu para dar ainda mais ênfase ao problema dos ultrafinos (cerca de 40% do material que alimenta a flutuação é inferior a 10 μm), pois 37% do Cu metal que passa no *overflow* dos ciclones secundários encontra-se em -C5, ou seja, é ultrafino e extremamente difícil de flutuar.

O balanço de massas efetuado pelo *JKSimMet* é bastante parecido com o balanço de dados superabundantes via método de *Lagrange*. Apesar de assentarem em pressupostos diferentes, um divide os erros de forma ponderada e o outro de igual forma, as diferenças relativas são geralmente inferiores a 5%. Todavia existem diferenças superiores que são explicadas devido a erros de amostragem e de preparação das amostras.

9.3 Limitações

As principais limitações ao longo deste trabalho prenderam-se com dificuldades ao nível da amostragem, dificuldades essas que inevitavelmente distanciam as amostragens realizadas das condições ideais, e claro também a sua representatividade. As principais dificuldades encontraram-se na alimentação ao circuito, alimentações e underflows dos ciclones.

A alimentação ao circuito foi amostrada na queda da correia transportadora para o cachimbo do moinho utilizando uma pequena pá e fazendo 3 cortes (um na parte esquerda do tapete, um no centro e um à direita). A alternativa mais indicada seria provavelmente fazer-se um corte de correia, mas uma solução que passa por parar uma lavaria nunca é bem vista por parte de quem a gere, por isso uma outra solução seria construir-se um cortador indicado para o efeito. Este cortador teria que ter uma área de recolha suficiente para cortar o fluxo todo de uma vez, no entanto teria que ser coordenado com um qualquer mecanismo de suporte. Desta forma, qualquer pessoa poderia fazer esta amostragem em condições de segurança.

Por questões de segurança, só foi amostrado o *underflow* de um dos ciclones primários a trabalhar (a borda da SUMP que recebe o fluxo não se encontra toda à mesma altura) e como tal essa amostra carece de representatividade. Assim recomenda-se a instalação de um pequeno andaime que permita a amostragem dos restantes ciclones em segurança. No entanto, estes fluxos têm um forte caudal, e por isso estas amostras serão sempre complicadas, devido aos salpicos inevitáveis que acontecem quando se corta um fluxo tão grande com um cortador de 20 por 30 cm.

Devido ao reduzido espaço entre a parte inferior de dois ciclones secundários e a base do tanque que recebe os seus *underflows*, é impossível colocar lá um cortador, pelo que não foram amostrados e a amostragem dos restantes foi considerada como a amostragem completa do fluxo.

Face a impossibilidades físicas, a amostragem das alimentações aos ciclones foi realizada recorrendo a um dos ciclones suplentes de cada grupo, abrindo-o para que todo o material seja descarregado pelo *underflow*. A única hipótese para além desta seria amostrar nos drenos das bombas que alimentam os ciclones, todavia a representatividade deste processo deixa muito a desejar e por isso optou-se por usar um ciclone que não estivesse em funcionamento.

Todavia, a amostragem à alimentação dos ciclones feita por este método cria bastante instabilidade no circuito, assim como a amostragem à alimentação do moinho de barras. De forma a evitarem-se tantas variações dever-se-ia amostrar inicialmente todos os outros fluxos. E no final do período de amostragem, abrir-se um dos ciclones secundários que não estava a trabalhar de modo a amostrar-se a alimentação, repetir-se o procedimento para os ciclones primários e amostrar a alimentação ao moinho de barras. Deste modo otimizar-se-ia a amostragem ao circuito e ao mesmo tempo minimizar-se-iam as instabilidades criadas pelas amostragem.

9.4 Trabalhos futuros

Como trabalhos futuros sugerem-se os diversos melhoramentos de amostragem falados acima, bem como perceber-se o quanto se pode aumentar a alimentação ao circuito de forma a diminuir a percentagem de ultrafinos no produto do circuito sem se pôr em causa o funcionamento correto de todo o circuito da Lavaria.

Para além disto bastante importante conceber-se uma qualquer rotina no *software* de controlo das Lavarias que permita calcular a carga circulante segundo o conceito de dois andares por cada conjunto de ciclones, e eventualmente englobar esse parâmetro no controlo *online* dos vários circuitos de moagem. Também é sugerido um estudo mais aprofundado que permite perceber qual a carga circulante ideal para cada circuito fechado.

Por fim, o estudo desenvolvido ao longo desta dissertação, deveria ser efetuado nos restantes circuitos de moagem da SOMINCOR de forma a otimizá-los.

10.REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Beraldo, José L., 1987, *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*. São Paulo.

Costa, Luís R., 1987, Introdução à Mineralurgia: Capítulo VII – Moagem, Nota Interna LRC/7/87, Instituto Superior Técnico.

Costa, Luís R., 1987, Introdução à Mineralurgia: Capítulo IX – Hidroclassificação, Nota Interna LRC/9/87, Instituto Superior Técnico.

Cyclones – Resource Book, Metalliferous Mining – Processing, <https://rsteyn.files.wordpress.com/2010/07/cyclones-basics.pdf> acessado a 5 de outubro de 2015.

Durão, F., Cortez, L., Carvalho, M., 2002, Flutuação por Espumas, Nota Interna nº 3, Centro de Geossistemas.

How a Grate Discharge Ball Mill Works, Mining and Metallurgy, <http://www.miningandmetallurgy.com/mining/how-grate-discharge-ball-mill-works> acessado a 5 de outubro de 2015.

Hydrocyclone, Xinhai Mineral Processing, http://www.xinhaimining.com/en/product_18_74.html, acessado em 9 de Setembro de 2015

Hydrocyclone Efficiency Curves, 911 Metallurgist, <http://www.911metallurgist.com/blog/hydrocyclone-efficiency-curves> acessado a 7 de outubro.

IsaMill, Wikipedia, <https://en.wikipedia.org/wiki/IsaMill> acessado em 9 de Setembro de 2015.

JKSimMet, JKTech, <http://www.jkttech.com.au/jksimmet> acessado em 24 de Setembro de 2015.

JKTech Pty Ltd, 2012, JKSimMet Manual – Version 6.0: Steady State Mineral Processing Simulator, Brisbane.

Leite, Mário R. M.; 2013; Aparentamentos da Unidade Curricular Diagramas de Processo do Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente; Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Leite, Mário R. M., 1987, *Fragmentação e Classificação de Rochas e Minérios*, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Mclvor, Robert E., 2015, *Tools to Measure and Maximize Plant Grinding Efficiency*. Milling Masterclass: Applying Established & New, Sociedade Mineira de Neves-Corvo.

Mill Speed – Critical Speed, Paul O. Abbe, <http://www.pauloabbe.com/size-reduction/resources/mill-speed-critical-speed> acessado a 5 de outubro de 2015.

Mill with rods, Direct Industry, <http://www.directindustry.com/prod/metso-s-mining-construction-technology/product-9344-599667.html> acessado a 5 de outubro de 2015.

Mineral Processing Solutions, FLSmidth, <http://www.directindustry.com/prod/flsmidth-dorr-oliver-eimco-gmbh/product-62016-404118.html> acessado em 9 de Setembro de 2015.

Dueck, J. G., Min'kov, L. L., Pikushehak, E. V., 2007, *Modeling of the “fish-hook” effect in a classifier*, *Journal of Engineering Physics and Thermophysics*, Vol. 80, No. 1.

Pease, Joe, 2007, *Coarse IsaMilling at McArthur River*, http://www.isamill.com/EN/Downloads/Downloaded%20Technical%20Papers/Joe_Pease2.pdf acessado a 9 de Setembro de 2007.

Rod Mill, Temukan Artikel, <http://pustakatambang.blogspot.pt/2012/10/rod-mill.html> acessado a 5 de outubro de 2015.

Tromp Curve Explanation, The Cement Grinding Office, <http://www.thecementgrindingoffice.com/mining/expltrompmintheory.html> acessado a 6 de outubro de 2015.

Wills, Barry A., Napier-Munn, Tim, 2006, *Mineral Processing Technology – An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*, Elsevier Science & Technology Books.

11.ANEXOS

I.Resultados da Análise Granulométrica

Primeira Amostragem à Linha #1 – Lavaria do Cobre (com *Ciclosizer*)

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
22,4	89,32	100	100	100	100	100	100	100	100	100
16	67,45	100	100	100	100	100	100	100	100	100
11,2	54,43	100	100	100	100	100	100	100	100	100
8	44,85	100	100	100	100	100	100	100	100	100
5,6	38,72	100	98,69	100	98,05	100	100	100	100	100
4	33,93	96,62	97,03	96,26	95,37	100	100	100	100	100
2,8	29,70	89,90	94,52	91,76	90,95	100	100	100	100	100
2	26,64	80,57	91,74	86,30	84,67	100	100	100	99,97	100
1,4	23,73	67,89	87,53	78,89	76,61	100	100	100	99,91	100
1	21,65	58,77	83,66	72,82	69,53	100	100	100	99,79	100
0,71	19,43	49,93	78,53	65,90	61,29	99,47	99,87	99,67	99,51	100
0,5	17,31	42,76	72,40	59,06	52,85	98,33	99,68	99,11	98,81	99,99
0,355	15,31	36,82	64,92	51,93	44,53	95,17	98,84	97,58	96,62	99,97
0,25	13,44	31,49	55,80	44,26	35,60	88,79	96,53	94,01	91,34	99,83
0,18	12,05	27,53	46,96	37,37	27,81	81,07	91,89	88,29	83,32	98,82
0,125	10,70	23,76	37,31	30,54	20,64	69,59	80,17	77,95	69,58	94,22
0,09	9,67	21,11	31,28	26,23	17,18	59,16	62,02	64,46	51,11	86,89
0,063	8,79	18,81	26,96	23,19	14,75	52,69	49,99	51,25	36,87	80,66
0,03	7,88	16,63	22,81	20,02	12,17	44,58	37,66	39,61	25,52	71,40
0,016	6,08	12,70	16,60	14,78	8,85	31,97	19,51	23,02	11,04	49,61
0,008	4,56	9,23	11,54	10,70	6,32	22,17	13,02	15,92	7,61	34,39
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Primeira Amostragem à Linha #1 – Fração inferior a 63 µm (com recurso a *Ciclosizer*)

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
0,063	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
0,03	89,60	88,42	84,58	86,33	82,50	84,60	75,33	77,28	69,22	88,52
0,016	69,12	67,50	61,58	63,72	60,00	60,67	39,03	44,92	29,95	61,50
0,008	51,88	49,05	42,82	46,13	42,83	42,08	26,05	31,07	20,65	42,63
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Primeira Amostragem à Linha #1 – Fração inferior a 63 µm (com recurso a *Malvern*)

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
0,063	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
0,056	98,35	97,81	97,46	97,74	97,99	97,38	94,54	95,87	93,14	97,37
0,045	94,68	93,20	92,20	92,98	93,61	91,96	83,87	87,66	80,29	91,66
0,036	90,37	88,16	86,51	87,73	88,75	86,15	73,93	79,67	69,17	85,26
0,032	88,01	85,49	83,54	84,94	86,17	83,16	69,49	75,90	64,58	81,87
0,025	82,88	79,93	77,46	79,17	80,80	77,13	62,00	69,06	57,44	75,01
0,02	78,01	74,85	72,10	74,00	75,87	71,90	56,69	63,77	52,85	69,11
0,015	71,09	67,96	65,08	67,11	69,11	65,04	50,56	57,28	47,60	61,64
0,012	64,98	62,16	59,35	61,38	63,36	59,42	45,69	52,05	43,26	55,73
0,01	59,45	57,09	54,44	56,42	58,33	54,58	41,57	47,57	39,49	50,78
0,008	52,09	50,50	48,18	49,97	51,77	48,36	36,46	41,89	34,71	44,55
0,006	42,09	41,62	39,87	41,32	42,95	40,08	29,93	34,45	28,57	36,42
0,005	35,80	35,96	34,63	35,81	37,33	34,85	25,96	29,82	24,81	31,38
0,004	28,49	29,28	28,45	29,30	30,66	28,63	21,34	24,42	20,41	25,52
0,0032	22,02	23,16	22,76	23,33	24,49	22,89	17,12	19,49	16,36	20,24
0,0026	16,90	18,13	18,05	18,40	19,37	18,11	13,63	15,42	12,97	15,93
0,002	11,68	12,81	12,97	13,12	13,84	12,95	9,81	11,03	9,31	11,35
0,0014	6,66	7,42	7,66	7,70	8,13	7,58	5,79	6,49	5,47	6,65
0,001	3,73	4,12	4,28	4,29	4,54	4,20	3,19	3,59	3,04	3,71
0,0007	1,98	2,11	2,16	2,17	2,31	2,09	1,54	1,77	1,51	1,86
0,0005	1,10	1,09	1,06	1,08	1,16	1,01	0,68	0,83	0,70	0,91
0,0003	0,40	0,34	0,27	0,30	0,34	0,25	0,08	0,17	0,11	0,22
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Segunda Amostragem à Linha #1 – Lavaria do Cobre (com *Malvern*)

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
22,4	94,51	100	100	100	100	100	100	100	100	100
16	77,96	100	100	100	100	100	100	100	100	100
11,2	63,64	100	100	100	100	100	100	100	100	100
8	53,17	100	100	100	100	100	100	100	100	100
5,6	45,75	99,39	96,73	98,68	98,45	100	100	100	100	100
4	39,99	97,93	95,05	97,26	96,21	100	100	100	100	100
2,8	35,14	93,25	92,34	94,34	91,43	100	100	100	100	100
2	32,41	85,10	89,03	90,04	85,72	100	100	100	100	100
1,4	30,26	72,34	84,49	83,44	77,86	100	100	100	99,98	100
1	25,97	62,56	80,15	77,53	71,03	100	100	100	99,97	100
0,71	23,44	53,26	74,58	70,59	63,25	99,90	99,99	99,97	99,91	100
0,5	20,85	45,35	68,03	63,82	55,59	99,21	99,93	99,70	99,45	99,99
0,355	18,25	39,09	59,99	56,54	47,46	96,81	99,54	98,48	97,65	99,97
0,25	15,92	33,72	49,58	48,24	38,24	92,36	98,46	95,84	94,00	99,86
0,18	14,38	29,89	38,45	40,40	29,25	86,80	96,36	91,92	88,86	99,11
0,14	13,85	28,43	35,24	37,02	25,29	82,46	89,72	85,29	81,05	97,86
0,125	13,58	27,72	33,71	35,42	23,53	80,27	85,85	81,57	76,63	96,70
0,112	13,32	27,01	32,25	33,93	21,93	78,07	81,63	77,59	71,89	95,22
0,09	12,80	25,65	29,60	31,25	19,32	73,73	72,25	68,99	61,65	91,30
0,063	11,98	23,59	26,10	27,79	16,51	67,05	56,81	55,23	45,39	83,50
0,056	11,71	22,94	25,13	26,84	15,86	64,97	52,24	51,21	40,79	80,76
0,045	11,20	21,76	23,45	25,20	14,82	61,19	44,96	44,81	33,74	75,58
0,036	10,66	20,56	21,83	23,62	13,85	57,41	39,33	39,76	28,69	70,30
0,032	10,36	19,91	21,00	22,79	13,34	55,42	36,98	37,60	26,73	67,54
0,025	9,72	18,55	19,29	21,07	12,29	51,25	33,02	33,85	23,67	61,90
0,02	9,11	17,29	17,78	19,53	11,35	47,47	30,06	30,95	21,55	56,98
0,015	8,25	15,59	15,85	17,52	10,13	42,52	26,53	27,45	19,05	50,76
0,01	6,85	13,01	13,07	14,54	8,35	35,19	21,59	22,48	15,49	41,90
0,008	5,98	11,48	11,49	12,81	7,32	30,98	18,88	19,73	13,55	36,85
0,006	4,82	9,45	9,42	10,51	5,98	25,44	15,48	16,21	11,11	30,25
0,005	4,09	8,16	8,14	9,07	5,15	21,97	13,41	14,03	9,61	26,14
0,004	3,23	6,63	6,63	7,37	4,17	17,88	10,97	11,47	7,86	21,28
0,0032	2,48	5,22	5,25	5,81	3,28	14,12	8,74	9,10	6,24	16,83
0,0026	1,88	4,06	4,10	4,52	2,55	11,02	6,87	7,13	4,89	13,15
0,002	1,27	2,83	2,88	3,15	1,77	7,70	4,85	5,01	3,43	9,22
0,0014	0,70	1,59	1,62	1,77	0,98	4,34	2,75	2,82	1,92	5,24
0,001	0,37	0,85	0,86	0,94	0,51	2,32	1,44	1,47	0,98	2,81
0,0007	0,18	0,41	0,40	0,44	0,22	1,10	0,63	0,64	0,41	1,35

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
0,0005	0,09	0,19	0,17	0,19	0,08	0,50	0,21	0,23	0,12	0,62
0,0003	0,02	0,04	0,01	0,02	0	0,08	0	0	0	0,12
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

II.Resultados da Análise Química

Primeira Amostragem à Linha #1 da Lavaria do Cobre

Descrição	Teores										
	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	S (%)	Fe (%)	Sn (%)	As (ppm)	Sb (ppm)	Bi (ppm)	Se (ppm)	In (ppm)
S63 Desc. M. Barras	2,2	0,12	0,78	15,4	26,2	0,1	4135	284	86	87	32
I63 Desc. M. Barras	2,31	0,17	0,89	14,91	27,83	0,13	3880	357	88	95	31
C1 Desc. M. Barras	3,68	0,19	1,08	28,80	35,05	0,23	8202	562	140	156	37
C2+C3 Desc. M. Barras	2,74	0,11	0,83	19,02	29,84	0,16	4657	361	83	104	34
C4+C5 Desc. M. Barras	2,78	0,11	0,95	18,98	30,03	0,15	4278	374	83	95	32
S63 Desc. M. Prim.	2,33	0,19	1,06	24,41	31,19	0,11	5807	351	126	115	31
I63 Desc. M. Prim.	2,51	0,26	1,16	22,21	31,00	0,13	5047	386	116	121	34
C1 Desc. M. Prim.	3,14	0,22	1,23	34,48	36,91	0,20	9417	517	170	160	35
C2+C3 Desc. M. Prim.	2,56	0,16	1,00	24,14	31,57	0,14	5362	357	99	108	32
C4+C5 Desc. M. Prim.	2,73	0,19	1,22	24,33	31,79	0,14	4963	409	88	108	33
S63 OF. C. Prim.	1,91	0,12	0,78	15,55	26,26	0,09	3735	245	68	78	27
I63 OF. C. Prim.	2,45	0,20	1,05	20,67	30,50	0,13	4848	348	105	115	34
C1 OF. C. Prim.	3,14	0,19	1,18	33,34	36,23	0,20	8844	529	157	152	36
C2+C3 OF. C. Prim.	2,56	0,11	0,91	22,66	31,20	0,14	5194	336	82	106	33
C4+C5 OF. C. Prim.	2,78	0,12	1,09	23,38	31,74	0,14	4842	346	86	106	36
S63 Desc. M. Sec.	2,46	0,19	1,10	26,26	32,47	0,12	6442	397	108	123	30
I63 Desc. M. Sec.	2,37	0,25	1,06	29,23	34,00	0,20	9283	461	156	151	32
C1 Desc. M. Sec.	2,20	0,27	1,05	39,91	39,41	0,32	16269	648	234	179	30
C2+C3 Desc. M. Sec.	2,57	0,18	1,03	30,82	35,21	0,22	9261	455	151	142	32
C4+C5 Desc. M. Sec.	2,59	0,12	1,08	25,26	32,62	0,14	5912	377	99	115	31
S63 OF. C. Sec.	0,64	0,04	0,28	1,74	16,99	0,04	871	64	16	9	18
I63 OF. C. Sec.	2,47	0,20	1,12	21,78	31,15	0,13	5126	361	107	121	33
C1 OF. C. Sec.	3,28	0,18	1,37	33,24	36,86	0,17	7588	488	123	148	34
C2+C3 OF. C. Sec.	2,40	0,12	0,95	24,40	31,40	0,14	5768	356	102	107	31
C4+C5 OF. C. Sec.	2,57	0,11	1,08	24,67	32,24	0,14	5536	360	98	110	31

III.Resultados a partir do *JKSimMet*

Balanço de Massas – Primeira Amostragem

Calibres (mm)	Cumulante % Passados (balançados via <i>JKSimMet</i>)									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
22,4	89,32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
16	67,45	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
11,2	54,43	100,00	99,99	100,00	100,00	99,99	100,00	100,00	100,00	100,00
8	44,85	100,00	99,99	99,99	99,99	99,99	100,00	100,00	100,00	100,00
5,6	38,72	100,00	99,43	99,58	99,44	99,99	100,00	100,00	100,00	100,00
4	33,93	96,49	97,60	97,31	96,37	99,98	100,00	99,99	99,99	100,00
2,8	29,70	89,76	95,01	93,64	91,41	99,97	100,00	99,99	99,99	100,00
2	26,64	80,09	92,02	88,91	85,00	99,97	99,99	99,98	99,98	100,00
1,4	23,73	67,44	87,68	82,40	76,20	99,95	99,97	99,97	99,95	100,00
1	21,65	58,18	83,58	76,95	68,84	99,93	99,93	99,93	99,90	100,00
0,71	19,43	49,23	78,12	70,58	60,41	99,41	99,82	99,69	99,55	99,98
0,5	17,31	42,05	71,69	63,96	51,86	98,24	99,61	99,18	98,83	99,97
0,355	15,31	36,18	64,09	56,81	43,30	95,07	98,80	97,63	96,59	99,95
0,25	13,44	30,92	54,88	48,63	34,52	88,58	96,48	94,01	91,39	99,81
0,18	12,05	27,00	46,00	41,04	27,04	80,70	91,75	88,30	83,54	98,80
0,125	10,70	23,29	36,60	33,13	20,28	69,53	80,74	77,24	69,55	94,18
0,09	9,67	20,69	30,76	28,13	17,01	59,63	63,50	62,29	51,12	86,90
0,063	8,79	18,45	26,77	24,60	14,66	52,76	49,92	50,80	37,20	80,77
0,03	7,88	16,28	22,52	20,89	12,36	45,05	37,45	39,82	25,49	71,40
0,016	6,08	12,37	16,20	15,20	9,15	32,34	19,08	23,22	11,19	49,74
0,008	4,56	8,99	11,40	10,77	6,61	22,57	12,98	15,97	7,65	34,32
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Balanço de Massas – Segunda Amostragem

Calibres (mm)	Cumulante % Passados (balançados via JKSImMet)									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
32	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
22,4	94,51	100	100	100	100	100	100	100	100	100
16	77,96	100	100	100	100	100	100	100	100	100
11,2	63,64	100	100	100	100	100	100	100	100	100
8	53,17	100	100	100	100	100	100	100	100	100
5,6	45,75	99,39	96,73	98,68	98,45	100	100	100	100	100
4	39,99	97,93	95,05	97,26	96,21	100	100	100	100	100
2,8	35,14	93,25	92,34	94,34	91,43	100	100	100	100	100
2	32,41	85,10	89,03	90,04	85,72	100	100	100	100	100
1,4	30,26	72,34	84,49	83,44	77,86	100	100	100	99,98	100
1	25,97	62,56	80,15	77,53	71,03	100	100	100	99,97	100
0,71	23,44	53,26	74,58	70,59	63,25	99,90	99,99	99,97	99,91	100
0,5	20,85	45,35	68,03	63,82	55,59	99,21	99,93	99,70	99,45	99,99
0,355	18,25	39,09	59,99	56,54	47,46	96,81	99,54	98,48	97,65	99,97
0,25	15,92	33,72	49,58	48,24	38,24	92,36	98,46	95,84	94,00	99,86
0,18	14,38	29,89	38,45	40,40	29,25	86,80	96,36	91,92	88,86	99,11
0,125	13,58	27,72	33,71	35,42	23,53	80,27	85,85	81,57	76,63	96,70
0,09	12,80	25,65	29,60	31,25	19,32	73,73	72,25	68,99	61,65	91,30
0,063	11,98	23,59	26,10	27,79	16,51	67,05	56,81	55,23	45,39	83,50
0,03	10,18	19,52	20,51	22,30	13,04	54,23	35,85	36,53	25,86	65,93
0,016	8,42	15,93	16,24	17,93	10,37	43,51	27,24	28,15	19,55	52,01
0,008	5,98	11,48	11,49	12,81	7,32	30,98	18,88	19,73	13,55	36,85
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Ajuste de um modelo

Calibre (mm)	Peso Cumulado (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
22,4	89,32	100	100	100	100	100	100	100	100	100
16	67,46	100	100	100	100	100	100	100	100	100
11,2	54,43	100	100	100	100	100	100	100	100	100
8	44,85	100	99,97	99,99	99,98	100	100	100	100	100
5,6	38,72	99,78	99,68	99,72	99,64	100	100	100	100	100
4	33,93	97,58	98,38	98,17	97,53	100	100	100	100	100
2,8	29,70	89,52	94,89	93,50	91,22	100	100	100	100	100
2	26,64	78,59	91,33	88,03	83,83	100	100	100	100	100
1,4	23,73	66,29	87,62	82,08	75,81	100	100	100	100	100
1	21,65	56,07	83,81	76,62	68,44	99,97	100	99,99	99,98	100
0,71	19,43	47,16	78,75	70,56	60,34	99,72	99,96	99,88	99,83	100
0,5	17,31	39,56	71,53	63,24	50,88	98,51	99,74	99,35	99,04	100
0,355	15,31	33,30	62,53	54,95	40,89	95,07	98,90	97,67	96,59	99,98
0,25	13,44	27,94	53,01	46,50	31,73	88,68	96,36	93,91	91,14	99,78
0,18	12,05	23,89	45,24	39,70	25,20	81,11	90,77	87,68	82,48	98,74
0,125	10,70	20,17	38,21	33,53	20,00	72,17	78,11	76,21	67,58	94,56
0,09	9,67	17,42	33,11	29,04	16,65	64,40	62,53	63,13	52,03	86,72
0,063	8,79	15,03	28,59	25,07	14,00	56,67	47,59	50,50	38,41	76,20
0,03	7,88	11,82	21,58	19,05	10,46	43,57	28,43	33,27	22,22	56,77
0,016	6,08	8,96	17,10	14,99	8,31	34,06	18,95	23,78	14,54	43,43
0,008	4,56	6,74	13,35	11,64	6,61	25,98	12,61	16,89	9,49	32,63
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Simulações – Várias toneladas na Alimentação ao Moinho de Barras (Cumulantes % Passados do Overflow dos Ciclones Secundários)

TPH	220	235	246	260	280	300	350
C Sec	14	14	15	15	16	16	18
22,400	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
16,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
11,200	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
8,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
5,600	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
4,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
2,800	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
2,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
1,400	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
1,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000
0,710	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	99,999
0,500	100,000	100,000	100,000	100,000	99,998	99,995	99,963
0,355	99,995	99,990	99,983	99,973	99,946	99,907	99,671
0,250	99,893	99,834	99,768	99,687	99,506	99,300	98,396
0,180	99,215	98,951	98,679	98,390	97,811	97,237	95,147
0,125	95,911	95,133	94,387	93,681	92,375	91,230	87,586
0,090	88,789	87,572	86,468	85,467	83,705	82,239	77,840
0,063	78,552	77,159	75,950	74,850	72,972	71,428	66,908
0,030	58,981	57,660	56,583	55,564	53,886	52,496	48,470
0,016	45,377	44,211	43,292	42,397	40,952	39,744	36,286
0,008	34,277	33,291	32,533	31,781	30,582	29,574	26,706
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000

Simulações – Várias adições de água antes dos Ciclones – Cumulantes % Passados no Overflow dos Ciclones Secundários

Água SUMP 1	44,3	100	150	500	44,3	44,3	44,3	44,3	100	100	150	150	150	500
Água SUMP 2	171,5	171,5	171,5	171,5	200	250	300	500	200	250	200	250	300	500
22,400	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
16,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
11,200	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
8,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
5,600	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
4,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
2,800	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
2,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
1,400	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
1,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,710	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,500	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,355	99,98	99,99	100,00	100,00	99,99	99,99	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,250	99,75	99,88	99,94	100,00	99,81	99,87	99,91	99,97	99,91	99,93	99,95	99,96	99,97	100,00
0,180	98,64	99,13	99,39	99,94	98,84	99,12	99,28	99,68	99,25	99,39	99,47	99,56	99,66	99,97
0,125	94,31	95,47	96,19	98,75	94,76	95,45	95,87	97,26	95,82	96,21	96,48	96,78	97,17	99,21
0,090	86,36	87,83	88,81	93,25	86,90	87,77	88,28	90,23	88,29	88,78	89,21	89,61	90,20	94,39
0,063	75,86	77,20	78,13	82,71	76,34	77,13	77,57	79,35	77,63	78,05	78,50	78,86	79,42	83,87
0,030	56,58	57,34	57,90	60,83	56,89	57,40	57,67	58,80	57,62	57,87	58,15	58,36	58,74	61,56
0,016	43,37	43,67	43,94	45,45	43,58	43,92	44,08	44,82	43,86	44,02	44,10	44,23	44,48	45,90
0,008	32,67	32,62	32,63	33,00	32,80	33,00	33,09	33,51	32,73	32,81	32,73	32,80	32,95	33,23
0,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

IV.Resultados do Balanço de Massas – Método de *Lagrange*

Correções às cumulantes experimentais da primeira amostragem (calibre a calibre)

Calibre (mm)	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
22,4	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
16	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
11,2	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
8	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5,6	0,00	-0,01	-0,02	1,34	-0,93	-0,33	0,11	-0,06	-0,07	-0,04
4	0,00	0,17	0,41	-0,64	0,04	0,02	-0,01	0,00	0,00	0,00
2,8	0,00	0,10	0,25	-1,87	1,08	0,38	-0,13	0,07	0,09	0,04
2	0,00	0,16	0,39	-2,91	1,68	0,60	-0,19	0,12	0,12	0,06
1,4	0,00	-0,02	-0,06	-4,33	3,13	1,12	-0,35	0,23	0,19	0,09
1	0,00	-0,03	-0,08	-5,32	3,85	1,39	-0,39	0,31	0,18	0,09
0,71	0,00	0,02	0,04	-6,27	4,41	1,58	-0,47	0,25	0,31	0,15
0,5	0,00	0,05	0,12	-6,82	4,72	1,69	-0,51	0,20	0,38	0,19
0,355	0,00	-0,01	-0,02	-7,07	5,03	1,75	-0,65	0,23	0,50	0,24
0,25	0,00	-0,02	-0,04	-6,57	4,69	1,60	-0,66	0,26	0,49	0,24
0,18	0,00	0,01	0,03	-5,74	4,04	1,40	-0,53	0,18	0,40	0,20
0,125	0,00	-0,06	-0,15	-4,25	3,17	0,64	-1,36	0,93	0,74	0,36
0,09	0,00	-0,09	-0,23	-3,24	2,52	-0,15	-2,43	2,52	0,74	0,36
0,063	0,00	-0,17	-0,40	-2,36	2,08	0,57	-0,59	0,31	0,38	0,19
0,03	0,00	-0,04	-0,09	-1,52	1,17	0,27	-0,42	-0,54	0,79	0,38
0,016	0,00	0,08	0,20	-0,86	0,40	0,20	0,08	-0,57	0,31	0,15
0,008	0,00	0,00	0,00	-0,25	0,18	-0,03	-0,21	-0,27	0,39	0,19
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Reconciliação de dados da primeira amostragem

Calibre (mm)	Cumulantes (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
22,4	89,32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
16	67,45	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
11,2	54,43	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
8	44,85	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
5,6	38,72	100,00	98,72	98,66	98,98	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
4	33,93	96,45	96,62	96,90	95,32	99,98	100,00	100,00	100,00	100,00
2,8	29,70	89,80	94,26	93,64	89,87	99,62	100,00	99,93	99,91	99,96
2	26,64	80,41	91,36	89,22	82,99	99,40	100,00	99,88	99,86	99,94
1,4	23,73	67,92	87,59	83,22	73,48	98,88	100,00	99,77	99,72	99,91
1	21,65	58,80	83,73	78,14	65,68	98,61	100,00	99,69	99,61	99,91
0,71	19,43	49,91	78,49	72,18	56,88	97,89	100,00	99,42	99,20	99,85
0,5	17,31	42,72	72,28	65,88	48,13	96,65	100,00	98,91	98,43	99,80
0,355	15,31	36,83	64,94	59,00	39,50	93,42	99,48	97,35	96,12	99,73
0,25	13,44	31,50	55,84	50,83	30,91	87,18	97,19	93,76	90,85	99,60
0,18	12,05	27,51	46,93	43,12	23,77	79,66	92,42	88,11	82,92	98,63
0,125	10,70	23,82	37,46	34,80	17,48	68,95	81,53	77,02	68,84	93,86
0,09	9,67	21,21	31,50	29,47	14,65	59,31	64,44	61,95	50,37	86,53
0,063	8,79	18,98	27,37	25,55	12,67	52,12	50,58	50,94	36,49	80,47
0,03	7,88	16,67	22,90	21,54	11,00	44,30	38,08	40,15	24,73	71,01
0,016	6,08	12,61	16,40	15,63	8,44	31,76	19,44	23,59	10,73	49,46
0,008	4,56	9,23	11,55	10,95	6,14	22,20	13,23	16,19	7,22	34,20
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Correções às cumulantes experimentais da segunda amostragem (calibre a calibre)

Calibre (mm)	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
22,4	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
16	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
11,2	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
8	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5,6	0,00	-0,95	-3,48	1,34	2,42	0,56	-0,24	0,12	0,16	0,06
4	0,00	-0,94	-3,46	1,94	1,93	0,45	-0,20	0,10	0,13	0,05
2,8	0,00	-0,72	-2,64	3,07	0,23	0,05	-0,02	0,01	0,01	0,01
2	0,00	-0,67	-2,46	3,33	-0,16	-0,04	0,02	-0,01	-0,01	0,00
1,4	0,00	-0,65	-2,39	2,56	0,38	0,09	-0,03	0,03	0,01	0,00
1	0,00	-0,62	-2,28	1,53	1,08	0,26	-0,09	0,07	0,04	0,02
0,71	0,00	-0,60	-2,19	0,06	2,14	0,51	-0,19	0,12	0,10	0,04
0,5	0,00	-0,90	-3,30	-0,51	3,70	0,91	-0,26	0,23	0,09	0,04
0,355	0,00	-1,29	-4,74	-0,49	5,13	1,40	0,02	0,18	-0,15	-0,06
0,25	0,00	-1,98	-7,27	0,55	6,84	2,12	0,66	-0,12	-0,57	-0,22
0,18	0,00	-2,90	-10,62	2,93	8,32	2,89	1,60	-0,60	-1,17	-0,46
0,125	0,00	-1,97	-7,22	3,16	4,74	2,26	2,47	-1,97	-1,05	-0,41
0,09	0,00	-1,37	-5,03	3,30	2,44	2,13	3,73	-2,88	-1,65	-0,65
0,063	0,00	-1,08	-3,95	3,32	1,35	2,31	4,96	-3,38	-2,53	-0,99
0,03	0,00	-0,93	-3,41	3,08	0,99	2,34	5,28	-3,23	-2,96	-1,16
0,016	0,00	-0,79	-2,91	2,76	0,75	1,89	4,29	-2,67	-2,37	-0,93
0,008	0,00	-0,58	-2,11	2,13	0,44	1,29	2,99	-1,86	-1,66	-0,65
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Reconciliação de dados da segunda amostragem

Calibre (mm)	Cumulantes (%)									
	1 - Alim. M. Barras	2 - Desc. M. Barras	3 - Desc. M. Prim.	4 - Alim. C. Prim.	5 - UF. C. Prim.	6 - OF. C. Prim.	7 - Desc. M. Sec.	8 - Alim. C. Sec.	9 - UF. C. Sec.	10 - OF. C. Sec.
32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
22,4	94,51	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
16	77,96	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
11,2	63,64	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
8	53,17	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
5,6	45,75	100,00	100,00	97,34	96,03	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
4	39,99	98,87	98,51	95,32	94,28	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
2,8	35,14	93,97	94,98	91,27	91,20	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
2	32,41	85,77	91,49	86,71	85,88	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
1,4	30,26	73,00	86,89	80,89	77,47	99,91	100,00	99,97	99,97	100,00
1	25,97	63,19	82,44	76,00	69,95	99,74	100,00	99,93	99,93	100,00
0,71	23,44	53,86	76,76	70,53	61,11	99,39	100,00	99,84	99,81	100,00
0,5	20,85	46,25	71,33	64,34	51,89	98,30	100,00	99,47	99,36	100,00
0,355	18,25	40,39	64,73	57,03	42,33	95,41	99,53	98,30	97,80	100,00
0,25	15,92	35,70	56,85	47,69	31,41	90,24	97,80	95,96	94,57	100,00
0,18	14,38	32,78	49,07	37,47	20,93	83,90	94,76	92,52	90,03	99,57
0,125	13,58	29,68	40,93	32,27	18,78	78,01	83,38	83,53	77,69	97,12
0,09	12,80	27,02	34,63	27,95	16,88	71,60	68,53	71,88	63,30	91,95
0,063	11,98	24,66	30,06	24,47	15,16	64,73	51,85	58,60	47,93	84,50
0,03	10,18	20,45	23,92	19,22	12,05	51,89	30,57	39,76	28,82	67,09
0,016	8,42	16,72	19,15	15,17	9,62	41,62	22,95	30,82	21,92	52,94
0,008	5,98	12,06	13,60	10,68	6,88	29,68	15,89	21,60	15,20	37,50
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

V.Avaliação de Riscos

Amostragem	Perigo	Risco	Nº colaboradores expostos	Probabilidade	Gravidade	Nota	Medidas de mitigação	Equipamento auxiliar (cortadores e cabos)	Probabilidade	Gravidade	Nota
Alim. Barras	Contacto com / por objetos cortantes	E	1	2	3	6	Maior atenção e uso de EPIs	Pá Pequena	1	1	1
	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	3	3	9	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho		1	2	2
	Entalão por / entre objetos	D	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e sinalização do perigo		1	1	1
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	2	6	Uso de EPIs		1	1	1
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda a nível diferente	L	1	1	5	5	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	5	5
	Queda ao mesmo nível	L	1	2	3	6	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	3	9	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
Desc. M. Barras	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	3	3	9	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Grande	1	2	2
	Entalão por / entre objetos	D	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e sinalização do perigo		1	1	1

Amostragem	Perigo	Risco	Nº colaboradores expostos	Probabilidade	Gravidade	Nota	Medidas de mitigação	Equipamento auxiliar (cortadores e cabos)	Probabilidade	Gravidade	Nota
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	3	9	Uso de EPIs		1	1	1
	Exposição a ruído	P, Q	1	5	2	10	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda ao mesmo nível	L	1	2	3	6	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	3	9	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
Desc. M. Prim.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	3	3	9	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Médio	1	2	2
	Entalão por / entre objetos	D	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e sinalização do perigo		1	1	1
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	3	9	Uso de EPIs		1	1	1
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda a nível diferente	L	1	2	5	10	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	5	5
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	3	9	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
Alim. C. Prim.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	4	2	8	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Médio	1	2	2
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	3	9	Uso de EPIs		1	1	1

Amostragem	Perigo	Risco	Nº colaboradores expostos	Probabilidade	Gravidade	Nota	Medidas de mitigação	Equipamento auxiliar (cortadores e cabos)	Probabilidade	Gravidade	Nota
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	4	2	8	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
U/F C. Prim.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	4	5	20	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Médio	1	5	5
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	5	3	15	Uso de EPIs		2	3	6
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	2	2
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	5	15	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
O/F C. Prim.	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	5	3	15	Uso de EPIs	Cortador: Grande Cabo: Médio	2	3	6
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	2	2
	Queda a nível diferente	L	1	2	5	10	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	5	5
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	5	15	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1

Amostragem	Perigo	Risco	Nº colaboradores expostos	Probabilidade	Gravidade	Nota	Medidas de mitigação	Equipamento auxiliar (cortadores e cabos)	Probabilidade	Gravidade	Nota
Desc. M. Sec.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	3	3	9	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Médio	1	2	2
	Entalão por / entre objetos	D	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e sinalização do perigo		1	1	1
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	3	9	Uso de EPIs		1	1	1
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda a nível diferente	L	1	2	5	10	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	5	5
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	3	9	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
Alim. C. Sec.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	4	2	8	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Médio Cabo: Grande	1	2	2
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	3	3	9	Uso de EPIs		1	1	1
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	1	1
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	4	2	8	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1

Amostragem	Perigo	Risco	Nº colaboradores expostos	Probabilidade	Gravidade	Nota	Medidas de mitigação	Equipamento auxiliar (cortadores e cabos)	Probabilidade	Gravidade	Nota
U/F C. Sec.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	4	5	20	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Médio Cabo: Grande	1	5	5
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	5	3	15	Uso de EPIs		2	3	6
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	2	2
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	5	15	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1
O/F C. Sec.	Dificuldade em segurar os objetos manuseados	L, V	1	4	5	20	Maior atenção, manipulação correta dos objetos e postura correta de trabalho	Cortador: Grande Cabo: Grande	1	5	5
	Exposição a partículas e poeiras	Z	1	5	3	15	Uso de EPIs		2	3	6
	Exposição a ruído	P, Q	1	4	2	8	Uso de EPIs		1	2	2
	Queda ao mesmo nível	L	1	3	3	9	Maior atenção, uso de EPIs e EPCs, sinalização de perigo		1	3	3
	Queda de objetos por manipulação	D, P	1	3	5	15	Maior atenção e uso de EPIs		1	1	1

Legenda:

Riscos	Probabilidades
A - Amputações e enucleações	1 - Improvável
B - Asfixias	...
C - Comoções e traumatismos internos	5 - Frequente
D - Contusões e esmagamento	
E - Cortes/Golpes	Gravidade
F - Gripes e Constipações	1 - Ligeira
G - Eletrocussão	...
H - Efeitos nocivos das radiações	5 - Muito grave
I - Esmagamento	
J - Entorses e distensões	
K - Intoxicações	
L - Lesões múltiplas de naturezas diferentes	
M - Luxações	
N - Morte	
O - Outras feridas	
Q - Perturbação auditiva	
R - Queimaduras	
S - Soterramento	
T - Traumatismos superficiais	
U - Lesões ao nível da visão	
V - Lesões músculo-esqueléticas	
W - Afogamento	
X - Lesões cutâneas	
Y - Fracturas	
Z - Lesões do trato respiratório	
AA - Stress Térmico	
AB - Fadiga	
AC - Desidratação	